Б. В. Бокий

ГОРНОЕ ДЕЛО

Госгортехиздат, 1959

Проф. Б. В. БОКИЙ

ГОРНОЕ ДЕЛО

ИЗДАНИЕ ТРЕТЬЕ,
ИСПРАВЛЕННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ

Допущено
Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов горных специальностей

ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО ЛИТЕРАТУРЫ
ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ
Москва 1959

АННОТАЦИЯ

В книге освещен комплекс вопросов, связанных с разработкой угольных и рудных месторождений: основы геологии, разведка полезных ископаемых, механизация горных работ, буровзрывные работы, вскрытие месторождений, проведение и крепление горных выработок, системы разработки, вопросы комплексной механизации, рудничный водоотлив, проветривание выработок и горноспасательное дело.

Книга предназначается в качестве учебного пособия для студентов горных неэксплуатационных специальностей высших учебных заведений, а также может служить пособием для инженерно-технических работников угольной и горнорудной промышленности

ПРЕДИСЛОВИЕ

Первое издание учебного пособия «Горное дело» вышло в 1949 г. Содержание книги соответствовало программе одноименного курса для маркшейдерской и горноэлектромеханической специальностей горных высших учебных заведений. В последующем учебные планы и программы по этим специальностям были изменены, поэтому второе издание книги, вышедшее в 1953 г., уже не соответствовало программе для обеих специальностей. Так, например, такой раздел, как «Разработка месторождений», отвечая программе соответствующего курса для студентов электромеханической специальности, являлся недостаточным для студентов маркшейдерской специальности. С другой стороны, раздел «Проведение и крепление горных выработок» соответствовало программе курса для студентов маркшейдерской специальности и был несколько велик для механиков.

В третьем издании внесены необходимые исправления и дополнения, отображающие развитие за истекший период техники в соответствующих областях горного дела.

§ 23 «Погрузочные машины» составлен канд. техн. наук Е. А. Зиминой, а § 95 «Поддержание кровли в очистном пространстве при разработке пластовых месторождений» — канд. техн. наук В. Б. Бокием.

Автор приносит глубокую благодарность проф. Я. Э. Некрасовскому, давшему ряд ценных замечаний по рукописи.

ВВЕДЕНИЕ

§ 1 КРАТКИЕ ИСТОРИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ И ПРЕДМЕТ ГОРНОГО ДЕЛА

Краткие исторические сведения

Несмотря на возрастающую роль нефти и газа, уголь в топливном балансе народного хозяйства пока остается главным видом топлива и имеет большое значение в качестве исходного сырья для химической промышленности.

История возникновения отечественной угольной промышленности, равно как и поисков, разведки и разработки угольных месторождений, полностью не изучена и еще недостаточно освещена в литературе. Только в последние годы стали появляться печатные работы, посвященные этим вопросам.

Первые достоверные сведения об организованных поисках и разведках ископаемых углей в нашей стране относятся к периоду деятельности Петра I, при котором были направлены специальные экспедиции в различные районы страны.

В Донецком бассейне уголь был открыт в 1721 г. Григорием Капустиным. Разработка месторождений в этом бассейне началась в 1722 г. в районе гор. Артемовска, называвшегося раньше Бахмутом, Никитой Вепрейским и Семеном Чирковым. Добывавшийся здесь уголь использовался на солеварницах и в кузнечных горнах.

Открытие Кузнецкого бассейна относится к 1722 г., когда Михаил Волков обнаружил первое угольное месторождение на реке Томи.

К 1722 г. относится также открытие Подмосковного бассейна русскими «рудознатцами» Иваном Палицыным и Макаром Титовым. «Сразу же после обнаружения ископаемого угля в Подмосковном бассейне крупные горнопромышленники того времени Панкрат и Никифор Рюмины обратились в Берг-коллегию с просьбой о разрешении использовать этот уголь на своих предприятиях. Берг-коллегия в 1722 г. разрешила им пользоваться минеральным топливом, обязав их в то же время производить

дальнейшие исследования и разведку углей Подмосковного бассейна»[1].

Резкое увеличение добычи угля в нашей стране начинается лишь с семидесятых годов XIX в. в связи с развитием железных дорог и металлургии юга. Так, например, в 1870 г. было добыто 688 тыс. *т* угля, в 1880 г. — 3,3 млн. *т*, а к 1904 г. общая добыча угля в России составляла 19,6 млн. *т*. Максимального же развития добыча угля в дореволюционной России достигла накануне первой мировой войны в 1913 г., когда было добыто 29,1 млн. *т* угля.

До Великой Октябрьской социалистической революции в России уголь добывался главным образом в Донецком бассейне (87,2% всей добычи в стране).

После победы Великой Октябрьской революции перед молодой Советской республикой встали серьезные и неотложные задачи по строительству новой, социалистической экономики.

Необходимо было восстановить разрушенное народное хозяйство страны и создать все предпосылки к резкому подъему промышленного производства, к созданию мощной индустриальной базы, без которой нельзя было отстоять великие завоевания Октябрьской социалистической революции.

Учитывая важность обеспечения народного хозяйства топливом, партия и правительство всегда проявляли особую заботу о развитии угольной промышленности. В результате за годы довоенных пятилеток угольная промышленность достигла небывалого подъема.

Подъем угольной промышленности базировался не только на строительстве новых производственных предприятий, но и на новой технической основе, на укреплении форм организационного руководства работой шахт, на создании новых кадров инженерно-технических работников, преданных делу социалистического строительства.

В апреле 1929 г. на XVI конференции ВКП(б) был принят и утвержден первый пятилетний план развития народного хозяйства, предусматривавший по угольной промышленности развитие мощного шахтного строительства в Донбассе, на Урале, в Кузбассе и в Подмосковном бассейне.

В первой пятилетке наряду с развитием Кузнецкого бассейна и уральских месторождений начинается развитие добычи угля также в Средней Азии и других районах. В этот же период зарождается и быстро развивается третья угольная база СССР — Караганда. Значительно вырастает угольная промышленность Подмосковного бассейна.

---

[1] С. В. Шухардин. Русская наука о разработке ископаемого угля в XVIII в. Углетехиздат, 1950, стр. 11.

Основные задачи развития угольной промышленности в третьей пятилетке были сформулированы на XVIII съезде ВКП(б). «Развить добычу угля до уровня, обеспечивающего не только покрытие текущих потребностей страны, но и создание хозяйственных запасов и государственных резервов». «Создать новые базы добычи местных углей во всех районах страны, где имеются хотя бы небольшие месторождения, и по мере их развития переводить предприятия местной промышленности, коммунальные предприятия, школы, больницы и учреждения с дальнепривозного на местное топливо».[1]

Проведенная работа по реконструкции шахт и широкое развитие механизации коренным образом изменили условия труда в угольной промышленности, вызвали значительные изменения в его организации и способствовали повышению культурно-технического уровня трудящихся.

В результате осуществления плана реконструкции и механизации угольной промышленности появились новые профессии горняков: машинисты комбайнов и врубовых машин, машинисты электровозов, шахтные электрослесари, мотористы подземных шахтных установок и др.

На базе мощного развития техники и широкого внедрения механизации, а также высокого роста культурно-технического уровня рабочих стало возможным возникновение в угольной промышленности в 1935 г. стахановского движения, которое превратилось в общенародное движение, принявшее гигантский размах во всех отраслях нашего народного хозяйства.

Мощная машиностроительная база горного оборудования, созданная в СССР в период довоенных пятилеток, обеспечила угольной промышленности нашей Родины первое место в мире по степени механизации.

В период Великой Отечественной войны немецко-фашистские захватчики, временно оккупировавшие Донбасс и Подмосковный бассейн, предвидя приближающийся час разгрома, разрушали шахты, созданные героическим трудом советского народа.

Уничтожая угольную промышленность Донецкого и Подмосковного бассейнов, подвергая варварскому разгрому народное достояние, гитлеровские захватчики стремились подорвать топливную базу нашего народного хозяйства и поставить под угрозу оборонную промышленность. Но немецко-фашистские оккупанты просчитались.

Созданные в предвоенные годы вторая угольно-металлургическая база на Востоке и третья угольная база в Караганде полностью обеспечили нашу советскую промышленность

[1] «ВКП(б) в резолюциях и решениях съездов, конференций и пленумов ЦК». Часть II, изд. 6, стр. 731.

и транспорт углем в количестве, необходимом для разгрома врага.

После освобождения от оккупантов территории Донбасса и Мосбасса, благодаря огромной помощи со стороны партии, правительства и всего советского народа, угольная промышленность здесь восстанавливалась такими темпами, каких не знала ни одна страна в мире.

В настоящее время довоенный уровень добычи угля намного превышен. Крупнейший угольный бассейн нашей страны — Донбасс — возродился и добывает угля больше, чем до войны. Это стало возможным благодаря преимуществам нашей социалистической экономики, благодаря патриотизму миллионов советских людей.

Увеличение добычи угля основывалось на дальнейшем расширении механизации работ. К 1950 г. были полностью механизированы зарубка, отбойка, доставка, транспортировка угля в шахте, погрузка угля в железнодорожные вагоны. Сейчас угольная промышленность располагает такими высокоэффективными машинами, как угольные комбайны, специальные конвейеры, углепогрузочные и породопогрузочные машины, тяжелые электровозы и т. д., которые значительно облегчают труд шахтера и обеспечивают дальнейший рост производительности труда.

Осуществление широкого плана технического перевооружения угольной промышленности позволило перевести ряд крупнейших шахт Донецкого, Подмосковного и Кузнецкого бассейнов на комплексную механизацию.

В период Великой Отечественной войны значительное развитие получила добыча угля открытым способом. Этот способ имеет ряд преимуществ перед подземным: срок строительства угольных карьеров в 2—3 раза короче сроков строительства шахт, производительность труда рабочих на карьерах в 3—4 раза выше, стоимость добычи угля значительно ниже.

В результате успешного выполнения четвертого пятилетнего плана наша Родина по размерам добычи угля вышла на первое место в Европе и второе место в мире.

Директивами XIX съезда партии по пятому пятилетнему плану развития СССР на 1951—1955 гг. был предусмотрен новый мощный подъем угольной промышленности. В 1955 г. было добыто более 390 млн. *т*, что составило рост добычи угля по сравнению с 1950 г. около 50%.

Одним из важнейших факторов обеспечения такого роста добычи угля явился ввод в действие новых предприятий.

Послевоенные пятилетки, наряду с увеличением добычи угля, характеризуются дальнейшим ростом технического прогресса угольной промышленности, повышением культурного уровня и материального благосостояния рабочих, инженеров и техников.

ростом замечательных кадров шахтеров — мастеров высокой производительности труда и опытных руководителей производства.

Ведущее место в развитии горнодобывающей промышленности в России занимала добыча и обработка руд.

Кустарное производство железа из болотных руд в центральных областях страны достигло относительно высокого уровня уже в XII—XIII вв. Начало развития железорудного Урала относится к 1631 г.

Особенно же интенсивно железорудное дело стало развиваться при Петре I.

В XVIII в. Россия обогнала по выплавке чугуна западноевропейские страны и США, и вывоз железа стал крупной статьей русского экспорта.

После смерти Петра I правительство прекратило ассигнования на разведки руд и минералов. Успешно развившееся при Петре промышленное строительство и государственные разведки недр прекратились почти на два десятилетия.

В последующие годы горнорудная промышленность развивалась крайне медленно. Страна была истощена, экономика ее подорвана непрерывными военными кампаниями, крестьянство разорено. Иностранные государства всячески тормозили развитие русской промышленности.

В 1913 г. доля иностранного капитала составляла: в черной металлургии 80%, в свинцово-цинковой 87%, медной 76%, в золото-платиновой 55%.

Разработка рудных месторождений велась хищническими способами, а разведка новых месторождений, в особенности цветных и редких полезных ископаемых, не производилась.

В дореволюционной России олово, никель, кобальт, вольфрам, молибден, алюминий, магний, редкие и рассеянные металлы не добывались.

Партия и Советское правительство, приступая после Великой Октябрьской социалистической революции к восстановлению народного хозяйства, наряду с топливно-энергетической базой страны, большое внимание уделяли также развитию рудной промышленности.

В постановлении ЦК ВКП(б) от 8 августа 1929 г. «О работе Югостали» была поставлена задача всемерного развертывания добычи железных руд в Кривом Роге, а в июне 1930 г. на XVI съезде ВКП(б) было вынесено решение о создании второй угольно-металлургической базы на Востоке — Урало-Кузбасса на основе использования богатейших угольных и рудных месторождений Урала и Сибири. В 1931 г. ЦК ВКП(б) принял решение о строительстве Магнитогорского металлургического завода, обратив особое внимание на подготовку для него рудной базы.

В годы довоенных пятилеток наряду с дальнейшим увеличением добычи железной руды в районах Кривого Рога, Урала и Керчи развилась также добыча железной руды в геологически малоизученных ранее районах Сибири, Закавказья и Казахстана, а также добыча других видов сырья, необходимого для металлургического процесса, — марганца, хрома и др.

XVIII съезд партии поставил задачу перед металлургической промышленностью поднять производство черной металлургии и цветных металлов до размеров, обеспечивающих потребность народного хозяйства и обороны страны.

Бурный рост советской тяжелой промышленности потребовал значительного количества цветных металлов. В связи с этим большое развитие получила меднорудная промышленность Урала и Казахстана.

Рудный Алтай стал крупнейшим центром полиметаллической промышленности: открыты сотни месторождений цветных и редких металлов, многие из которых ранее в СССР не добывались. В эти же годы по существу заново создана асбестовая промышленность.

Большое развитие получила добыча сырья для минеральных удобрений, играющих важную роль в борьбе за повышение урожайности: апатитов — в Хибинских горах на Кольском полуострове, фосфоритов — в верховьях Камы, в Московской области, на Украине и в Казахстане, калийных солей — на Урале.

Новые задачи перед горной промышленностью выдвигают решения внеочередного XXI съезда КПСС.

В области топливной промышленности взят решительный курс на преимущественное развитие добычи и переработки нефти и газа. Удельный вес их в общем балансе топлива возрастает с 31 до 51%, удельный же вес угля уменьшится с 60 до 43%. Хотя темпы роста добычи угля будут значительно ниже, чем в предыдущем семилетии, все же добыча его увеличится на 21 — 23% по сравнению с 1958 г. и будет доведена до 600—612 млн. *т*. Рост добычи угля в основном намечается за счет коксующихся углей Донбасса, Кузбасса и Карагандинского угольного бассейна, а также дешевых энергетических углей восточных районов страны.

Перед работниками угольной промышленности остро ставится вопрос о необходимости повышения производительности труда и снижения себестоимости угля. Обращается внимание на необходимость дальнейшего развития открытого и гидравлического способов добычи угля и реконструкции шахт, в особенности в Донбассе.

В целях обеспечения намечаемого роста добычи угля предусматривается ввести в действие за семилетие, с учетом реконструкции действующих предприятий, мощности угольных

шахт и разрезов в размере 200—220 млн. *т*, с первоочередным строительством новых шахт для добычи коксующихся углей. При этом должны строиться, как правило, крупные шахты и разрезы с более высокими технико-экономическими показателями.

Задачи семилетнего плана в угольной промышленности, как и в других отраслях, будут решаться на основе внедрения новой техники, комплексной механизации и автоматизации производственных процессов.

Намечающийся рост добычи железных руд за семилетие в два раза позволит нашей стране по добыче железной руды выйти на первое место в мире.

Наряду с ростом добычи железной руды на действующих предприятиях предусматривается освоение новых железорудных месторождений, главным образом открытым способом, в том числе в Казахстане и в районе Курской магнитной аномалии.

Намечается также и рост производства цветных металлов — меди рафинированной примерно в 1,9 раза, алюминия — в 2,8—3 раза по сравнению с 1958 г. Значительно увеличивается производство никеля, магния, титана, германия, кремния и выпуск других цветных и особенно редких металлов.

На основе выявленных месторождений алмазов в Советском Союзе организуется крупная алмазодобывающая промышленность.

Предмет горного дела

Широко развившаяся в СССР горная наука «занимается изысканием путей и методов усовершенствования способов добывания и обогащения полезных ископаемых (уголь, различные руды, нефть и др.) и разработкой технологии горного дела для увеличения продукции, улучшения качества, резкого повышения производительности труда и улучшения условий его»[1].

Непосредственному добыванию того или другого полезного ископаемого обычно предшествуют его поиски и разведка. Полезное ископаемое, извлеченное из недр земли, в большинстве случаев не может быть непосредственно использовано в обрабатывающей промышленности и для бытовых нужд, а предварительно подвергается обработке (обогащению), производящейся обычно на месте его добычи.

Долгое время методы поисков и разведки полезных ископаемых, их разработки и обогащения не имели достаточного теоретического обоснования, и успешность их применения зависела

[1] Определение понятия и задач горной науки дано в формулировке акад. А. А. Скочинского, приведенной в статье А. А. Зворыкина и Д. М. Киржнера «Советская наука и ее задачи». Горный журнал, 1947, № 12.

исключительно от опытности и искусства людей, производящих эти работы.

Начало развитию русской горной науки было положено великим русским ученым Михайлом Васильевичем Ломоносовым, давшим впервые научно обоснованные ответы по вопросам происхождения ископаемого угля, проветривания горных выработок и др.

Стремясь дать теоретическую основу горному делу, М. В. Ломоносов в 1742 г. написал оригинальный труд «Первые основания металлургии, или рудных дел», который был издан в 1765 г. в количестве 1225 экземпляров и явился первым учебником по горному делу на русском языке.

В этой работе М. В. Ломоносов впервые в мире обосновал теорию происхождения ископаемых углей, доказав их органическое происхождение из растений, обобщил весь имевшийся тогда опыт и научно обосновал важнейшие вопросы горного дела: поиски полезных ископаемых, вскрытие месторождений, проведение и крепление горных выработок, подъем, водоотлив, проветривание и т. д. Разработанная М. В. Ломоносовым в диссертации «О вольном движении воздуха в рудниках примеченном» теория естественной вентиляции осталась в основном верна и в настоящее время.

Наряду с теоретической разработкой вопросов горного дела М. В. Ломоносов привел описание применявшихся в то время устройств и предложил новые, сконструированные им самим подъемные, вентиляционные и водоотливные средства, которые оказали значительную практическую помощь в дальнейшем развитии горного дела.

Русские ученые и инженеры, продолжая работы М. В. Ломоносова в области горного дела, сделали очень много для развития горной промышленности и науки о разработке полезных ископаемых.

За два столетия в области горного дела выдвинулось немало выдающихся изобретателей, инженеров и ученых.

Огромный вклад в развитие горной науки внесли советские ученые: академики А. П. Карпинский, А. А. Борисяк, С. С. Смирнов, А. Н. Заварицкий, Д. В. Наливкин, П. И. Степанов, А. Е. Ферсман — в области геологии; профессора Б. Н. Бокий и М. М. Протодьяконов, академики А. М. Терпигорев и Л. Д. Шевяков, проф. Н. И. Трушков — в области систем разработки, горного давления и крепления горных выработок, а также других разделов горного дела; акад. А. А. Скочинский — в области рудничной аэрологии и проветривания шахт; проф. И. А. Тиме, акад. А. П. Герман и действ. член АН УССР М. М. Федоров — в области горной механики; профессора В. И. Бауман, П. М. Леонтовский и И. М. Бахурин — в области маркшейдерского дела.

Ценный вклад в различные разделы горной науки внесли многочисленные их ученики и последователи — работники высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и горных предприятий СССР.

С именем Б. И. Бокия (1873—1927 гг.) связано решение ряда крупнейших технических проблем в угольной промышленности, создание и применение аналитических методов для решения задач горного дела и проектирования новых шахт.

Б. И. Бокий первый разработал метод решения аналитическим путем таких задач, как, например, выбор способа вскрытия месторождения, определение размеров шахтного поля, определение элементов системы разработки и др.

Он создал капитальный труд «Практический курс горного искусства», изданный в 1914 г. Этот курс является энциклопедией горного дела.

Научное обоснование выбора элементов новых шахт в условиях быстрого роста отечественной горной промышленности получило дальнейшее развитие в трудах акад. А. М. Терпигорева и особенно в трудах акад. Л. Д. Шевякова.

Возникновение теории горного давления и крепления горных выработок связано с именем талантливого горного инженера проф. Михаила Михайловича Протодьяконова (1874—1930 гг.) Для объяснения законов давления горных пород в зоне проведенных выработок М. М. Протодьяконов выдвинул свою гипотезу, известную под названием «гипотезы свода», при помощи которой он аналитически определил давление пород на крепь. Аналитическое определение величины горного давления позволило подходить к выбору типа и размеров крепи на основании инженерных расчетов.

М. М. Протодьяконов уделял много внимания также вопросам проветривания горных выработок. Он же одним из первых в мировой горной науке отказался от описательной качественной характеристики крепости пород и дал свою классификацию крепости горных пород на основании количественных коэффициентов, характеризующих ее.

Известны также исследования М. М. Протодьяконова в области определения производительности труда в зависимости от крепости горных пород. Особенно значительные исследования по этим вопросам под его руководством были выполнены в 20-х годах, результатом которых явился капитальный труд под названием «Материалы для урочного положения горных работ», изданный в 1926 г.

Характерной особенностью научной деятельности акад. Александра Митрофановича Терпигорева является его постоянная и тесная связь с производством.

Выдающимся произведением отечественной горнотехнической литературы является многотомный капитальный труд «Описание Донецкого бассейна», составленный А. М. Терпигоревым при участии М. М. Протодьяконова. Приводимый в этом труде огромный описательный, статистический и графический материал и наличие ценных обобщений авторов дают исчерпывающую характеристику состояния техники и экономики дореволюционного Донбасса.

Неустанное стремление к улучшению условий труда шахтеров является характерной особенностью политики Коммунистической партии и правительства СССР. Особое внимание уделяется вопросам обеспечения безопасного ведения горных работ и проветривания горных выработок.

Советское правительство ежегодно ассигнует большие средства как на создание совершенных вентиляторов и различных других установок, так и на дальнейшую углубленную научную разработку всех вопросов, направленных на создание безопасных условий труда в шахтах.

Наибольшего расцвета горная наука о проветривании шахт достигла за последние 20 лет, в течение которых в Советском Союзе в этой области были проведены обширные научные теоретические и экспериментальные исследования. Эти исследования проводились под руководством и при непосредственном участии акад. Александра Александровича Скочинского, который за разработку учебника «Рудничная вентиляция» удостоен в 1951 г. Сталинской премии.

А. А. Скочинский является основоположником рудничной аэрологии — науки о газообмене и теплообмене в шахтах и о законах движения и управления движением воздуха и газов в подземных выработках.

Экспериментальными и теоретическими исследованиями в научных институтах Советского Союза и непосредственно в шахтах впервые в истории горной науки установлены законы движения воздуха в подземных выработках.

Одним из важнейших и плодотворнейших направлений в научной деятельности А. А. Скочинского является изучение газового режима шахт и методов борьбы со взрывами газа и пыли. Исследования А. А. Скочинского позволили на научной основе произвести группировку шахт по категориям как по метану, так и по углекислому газу и установить необходимые нормы снабжения подземных выработок свежим воздухом для обеспечения безопасности и нормальных условий труда шахтеров.

А. А. Скочинский впервые поставил вопрос о прогнозе метанообильности угольных шахт, который имеет исключительно важное значение при работах на больших глубинах, где можно ожидать газовыделения в значительно больших масштабах, чем

это наблюдается в настоящее время. Полученные результаты имеют не только теоретический интерес, но применяются и для разработки практических мероприятий по борьбе с газом, а также при проектировании новых шахт.

Одним из выдающихся деятелей горной науки является акад. Лев Дмитриевич Шевяков, важнейшим направлением разносторонней научной деятельности которого является обобщение производственного опыта и научных исследований в области вскрытия и систем разработки месторождений твердых полезных ископаемых (в особенности угля). Результатом его работ в этой области явился труд «Разработка месторождений полезных ископаемых», вышедший первым изданием в 1928 г., в последующем несколько раз переиздававшийся.

Л. Д. Шевяков после смерти Б. И. Бокия продолжал работы по развитию и применению аналитических методов для решения практических задач разработки угольных месторождений.

В годы Великой Отечественной войны он совместно с другими авторами написал труд «О развитии народного хозяйства Урала в годы Отечественной войны», за что был удостоен высокой награды — Сталинской премии первой степени.

Для советских ученых характерна тесная связь с производством, активное участие в решении вопросов, связанных с механизацией труда и улучшением технологии добычи угля.

Деятели советской науки и техники в тесном содружестве с производственниками разработали ряд новых конструкций машин для комплексной механизации угледобычи.

Много творческой инициативы проявлено советскими конструкторами, новаторами техники угледобычи в области угольного комбайностроения, в которой Советскому Союзу принадлежит мировой приоритет.

Внедрение новых горных машин и механизмов и новых способов организации работ требует создания специальной крепи. Советские инженеры разрабатывают и внедряют новые типы металлической и железобетонной крепи, в частности передвижной крепи.

Крупнейшим достижением советской горной науки является изобретение Н. А. Чинакалом щитовой системы разработки мощных крутых пластов.

При строительстве новых шахт наиболее трудоемким процессом является проходка вертикальных стволов, а в процессе ее — уборка породы, которая до последнего времени производилась исключительно вручную.

В последние годы в Советском Союзе для механизации уборки породы в вертикальных стволах сконструирован и внедрен в промышленность специальный пневматический грузчик.

Одним из прогрессивных методов проходки вертикальных стволов шахт является бурение. С 1938 г. в Донбассе и Подмосковном бассейне применяется бурение стволов диаметром до 2,1 *м* по методу лауреатов Сталинской премии К. Н. Щепотьева и В. П. Иванова. С 1941 г. внедряется метод бурения стволов диаметром до 4,5—5 *м* по способу лауреатов Сталинской премии Г. И. Маньковского, Д. Ф. Мещерякова и С. Д. Солодовникова.

Значительный вклад отечественные ученые и инженеры внесли также в дело создания современных вентиляторов и центробежных насосов, новых машин и механизмов для рудничного транспорта.

Документально установлено, что впервые в мире центробежный вентилятор был сконструирован в 1832 г., а центробежный насос — в 1835 г. выдающимся русским изобретателем горным инженером А. А. Саблуковым (1783—1857 гг.).

Основы русской школы по горнозаводской механике были заложены трудами выдающегося горного деятеля, проф. Петербургского горного института Ивана Августовича Тиме (1838—1920 гг.). И. А. Тиме являлся крупнейшим деятелем русской горной науки и большим патриотом своей родины. В предисловии к написанной им в 1899 г. справочной книге для горных инженеров и техников он писал: «Я буду очень счастлив, если мой настоящий посильный труд окажет влияние на уменьшение количества иностранных техников на наших горных заводах и рудниках».

Горная механика как научная дисциплина создана учениками И. А. Тиме акад. Александром Петровичем Германом и действ. членом АН УССР Михаилом Михайловичем Федоровым (1867—1945 гг.). А. П. Герману принадлежит теоретическая разработка основ проектирования турбомашин: центробежных вентиляторов, насосов и компрессоров.

За годы Советской власти, благодаря накоплению огромнейшего практического опыта и широкой постановке научно-исследовательских работ, отдельные разделы горной науки настолько развились и получили такое прочное теоретическое обоснование, что превратились в самостоятельные научные дисциплины. Так, вопросы поисков и разведки полезных ископаемых рассматриваются в специальных курсах разведочного дела; наука об обогащении полезных ископаемых излагается в отдельных курсах обогащения, специализированных как по видам полезных ископаемых, так и по методам обогащения. Самостоятельное развитие получили также и другие разделы горной науки.

Настоящий курс «Горное дело» имеет целью дать основы для изучения комплекса производственных процессов, определяющих работу горного предприятия, добывающего полезное ископаемое.

§ 2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ ПОРОДАХ И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Наружная твердая часть земной коры (литосфера) сложена из *горных пород*, которые могут быть разделены на *коренные породы и наносы*.

Коренными породами называются такие, которые залегают на месте своего образования и не подверглись разрушению. Наносы же образовались в результате разрушения коренных пород, отдельные частицы которых после этого либо оставались на месте, либо переносились поверхностными водами, ветром или льдом (горные ледники) на то или иное расстояние и откладывались, образуя в конце концов более или менее рыхлые породы.

Коренные породы по своему происхождению делятся на *изверженные* (магматические), *осадочные* и *метаморфические* (видоизмененные).

Всякое минеральное вещество, находящееся в земной коре, которое может быть использовано человеком для различных целей в естественном виде или после предварительной обработки, называется *полезным ископаемым*. В природе полезные ископаемые могут встречаться в твердом виде (каменный уголь, различные руды, драгоценные камни, каменная соль и пр.), жидком (нефть, вода, рассолы) и газообразном (природные газы).

Горные породы, вмещающие полезное ископаемое или заключенные в толще полезного ископаемого в виде прослойков, прожилков и т. д., носят название *пустых пород*.

Деление горных пород на полезное ископаемое и пустые породы до известной степени относительно: при некоторых условиях одна и та же горная порода может быть полезным ископаемым или пустой породой. Так, например, при пересечении горными выработками, предназначенными для добычи каменного угля, известняка последний является пустой породой. В случае же добывания известняка со специальной целью, например для выжига извести, он является полезным ископаемым.

Естественное скопление полезного ископаемого в земной коре, занимающее определенный объем в последней, называется *месторождением полезного ископаемого*. В зависимости от происхождения различают *коренные* месторождения, залегающие на месте своего образования и не подвергавшиеся разрушению, и

россыпи, являющиеся продуктом разрушения коренных месторождений под действием воды или атмосферы.

Россыпи представляют собой рыхлые песчано-глинистые, песчано-галечные и тому подобные образования, содержащие какой-либо ценный металл или минерал, например золото, платину, оловянный камень и т. п. По способу образования различают россыпи *неперемещенные, или элювиальные, и перемещенные*, или *алювиальные*. В первом случае продукты выветривания горных пород остались на месте своего образования, а во втором — перемещены водой или ветром на большее или меньшее расстояние. Россыпи обычно залегают в виде пластообразных залежей на коренных породах и покрыты наносами, называемыми *торфами*. Подстилающие россыпь породы носят название *постели или плотика*.

Независимо от происхождения и использования, исходя лишь из формы залегания, месторождения полезных ископаемых могут быть разделены на правильные и неправильные. К первым относятся *пласты, пластообразные залежи и жилы* (простые и сложные). Ко вторым — *штоки, гнезда и линзы*.

Пластом (рис. 1) называют форму залегания горных пород, ограниченную двумя более или менее параллельными плоскостями. Такая форма залегания присуща осадочным породам.

Плоскости соприкосновения пластов отдельных пород называют *плоскостями напластования*. Пласты полезного ископаемого по строению могут быть совершенно однородны или могут быть разбиты на отдельные слои или пачки (рис. 2). В последнем случае плоскости соприкосновения отдельных слоев называют *плоскостями наслоения*.

Весьма тонкие пласты полезного ископаемого, не разрабатывающиеся обычно вследствие малой толщины, носят название *пропластков*. Тонкие же слои пустой породы, заключенные в пласте полезного ископаемого, называют прослойками.

Все пласты в период своего образования залегали более или менее горизонтально, но затем, под действием процессов, происходивших в земной коре, могли собираться в складки и быть поставлены в любое наклонное положение от 0 до 90° и даже опрокинуты, т. е. приведены в такое положение, при котором породы, образовавшиеся ранее, могли оказаться залегающими выше пород более позднего происхождения.

Складка своим изгибом может быть обращена вверх или вниз (рис. 3). В первом случае она носит название *антиклинали*, во втором — *синклинали*. Линия перегиба пластов в складке называется *осью складки*, а боковые части ее — *крыльями*.

Нарушения нормального залегания пластов называют *дислокациями*. Дислокации без разрыва сплошности земной коры называют *пликативными*, а с разрывом — *дизъюнктивными*.

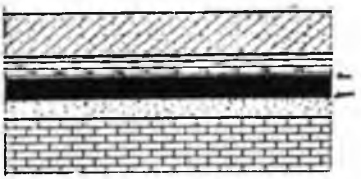


Рис. 1. Пласт каменного угля



Рис. 2. Пласт сложного строения:
1 — пачки угля; *2* — прослойки породы

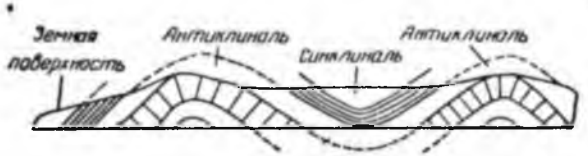


Рис. 3. Антиклиналь и синклиналь

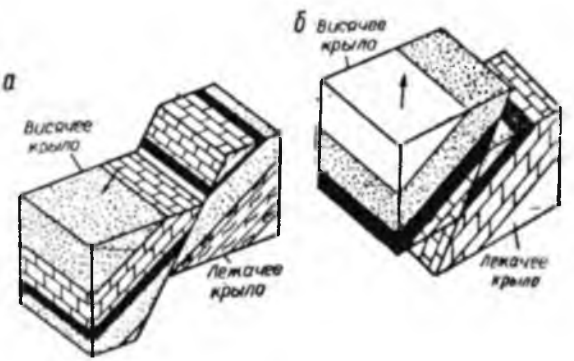


Рис. 4. Сброс и взброс:
а — сброс; *б* — взброс

В последнем случае возможно перемещение одной части пластов по отношению к другой. В случае перемещения их в горизонтальном направлении нарушение носит название *сдвига,* если же породы сместились в вертикальном направлении, — *сброса* или *взброса* в зависимости от расположения в зоне смещенных пород висячего крыла — ниже или выше соответствующих пород лежачего крыла (рис. 4).

Кроме указанных нарушений, происходивших после образования пород и захватывающих значительную их толщу, возможны нарушения, распространяющиеся лишь в пределах одного пласта и относящиеся к периоду его образования. К таким нарушениям следует отнести *утонение, выклинивание и вздутие пласта.*

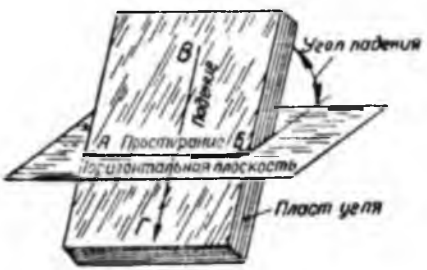


Рис. 5. Простирание и падение пласта

Как и всякое тело, пласт имеет три измерения: длину, ширину и толщину, которые носят специальные названия.

Протяжение пласта в длину называется *простиранием,* а линия, образованная пересечением горизонтальной плоскости с поверхностью пласта (*АБ,* рис. 5), — *линией простирания.*

Направление простирания определяется углом, который составляет линия простирания с меридианом.

Линия (*ВГ*, рис. 5), лежащая в плоскости пласта перпендикулярно линии простирания, называется *линией падения.*

Угол, который составляет пласт с горизонтальной плоскостью, носит название *угла падения.* По углу падения пласты делят на три группы:

1) *пологие,* или *пологопадающие,* с углом падения от 0 до 25° (рис. 6, *а, б*);

2) *наклонные* — от 25 до 45° (рис. 6, *в*);

3) *крутые,* или *крутопадающие,* — от 45 до 90° (рис. 6, *г*).

При горизонтальном залегании пластов понятие простирания и падения имеет чисто условный характер.

Породы, которые прилегают к пласту полезного ископаемого, называют *боковыми породами*; те из них, которые залегают ниже пласта (см. рис. 1), называют почвой или *лежачим боком,* а залегающие выше пласта — *кровлей или висячим боком.*

Если непосредственно над пластом угля залегает слой породы незначительной мощности (рис. 7, *а*), то такую кровлю

называют *ложной*, она обычно очень легко обрушается. Аналогично тонкий слой породы, залегающий в почве разрабатывае-

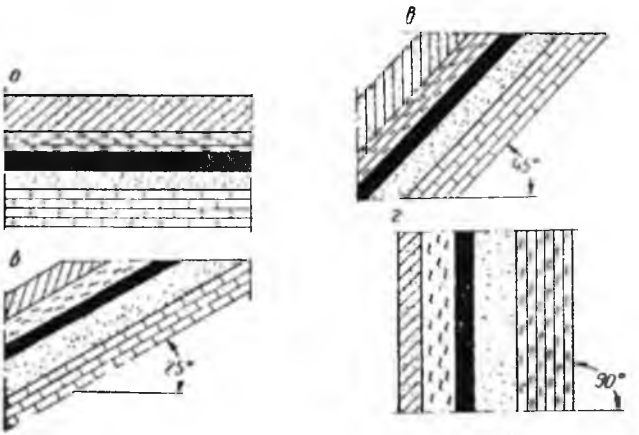


Рис. 6. Различные углы падения пласта

мого пласта (рис. 7, *б*), называют *ложной почвой*. При крутом падении пластов во время их разработки ложная почва может легко сползать.

Толщину пласта называют его *мощностью* и определяют расстоянием между почвой и кровлей по нормали.

Расстояние от почвы до кровли пласта, включая и находящиеся в нем прослойки пустой породы, называют *полной мощностью* пласта. Мощность же пласта за вычетом всех прослойков пустой породы, находящихся в данном пласте, называют *полезной мощностью*.

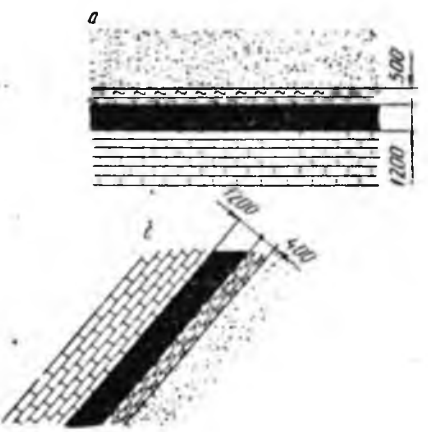


Рис. 7. Ложная кровля и ложная почва пласта

Иногда пласт вынимают не на всю мощность, часть его оставляют. В таком случае мощность пласта, соответствующую вынимаемой его части (включая и прослойки), называют *полной вынимаемой* (рабочей) *мощностью*. Полную вынимаемую мощность за вычетом мощности включенных в нее прослойков называют *полезной вынимаемой мощностью*.

По мощности пласты обычно разделяют на четыре группы: *весьма тонкие* — мощностью до 0,5 *м*, *тонкие* — от 0,5 до 1,3 *м*, *средней мощности* — от 1,3 до 3,5 *м* и *мощные* — от 3,5 *м* и выше. Весьма тонкие пласты угля ранее не разрабатывали вследствие невозможности вести работы в них без подработки боковых пород и получавшейся в связи с этим высокой стоимости полезного ископаемого.

В настоящее время советские конструкторы создали и внедряют в практику специальные комбайны для разработки весьма тонких и тонких пластов, что дало возможность приступить к их эксплуатации.

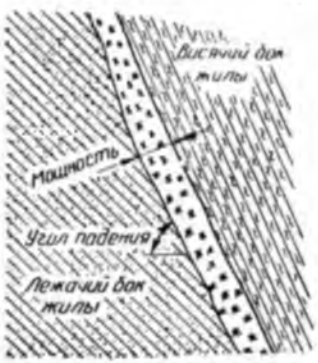


Рис. 8. Жила

Минимальная мощность пласта, при которой он может рентабельно разрабатываться, зависит от ряда причин (угла падения, свойств кровли и почвы, наличия и характера прослойков, качества угля, средств механизации и пр.). Для разных бассейнов она обычно бывает различной. Например, для Донецкого бассейна — 0,4 *м*, для Подмосковного — 1,0 *м*.

Часть пласта, выходящая на земную поверхность или находящаяся неглубоко от нее под наносами, называется *выходом пласта* или *хвостом его*. Пласты угля на выходах обычно являются нерабочими вследствие выветривания угля.

Если пласты залегают в земной коре параллельно друг другу, то говорят, что они залегают *согласно*, в противном случае — *несогласно*.

Несколько согласно залегающих пластов одного и того же полезного ископаемого, заключенных в определенной толще пород, составляют *свиту пластов*.

Пластообразной залежью называется форма залегания горных пород, аналогичная пласту, но имеющая в отличие от него ограниченное протяжение по простиранию и падению.

Жилой (рис. 8) называется заполненная минеральным веществом трещина в земной коре. Это заполнение могло образоваться как в результате осаждения минерального вещества из водных растворов, так и в результате остывания заполнившей трещину магмы или выделения минералов из поднимавшихся по трещине паров и газов.[1] Жилы, как и пласты, характеризуются простиранием, падением и мощностью, но все эти

[1] Возможны и иные случаи заполнения трещин минеральным веществом, о чем см. в курсах рудных месторождений.

элементы у них обычно менее постоянны, чем у пластовых месторождений, и могут изменяться резко и в широких пределах.

В форме жил обычно залегают рудные полезные ископаемые. *Рудой* называется естественное минеральное вещество, из которого путем соответствующей переработки могут быть извлечены содержащиеся в нем металлы или полезные минералы. В чистом самородном виде металл в руде встречается редко. Обычно он находится в виде химических соединений, получивших название *рудных минералов,* например: медь — в виде халькопирита

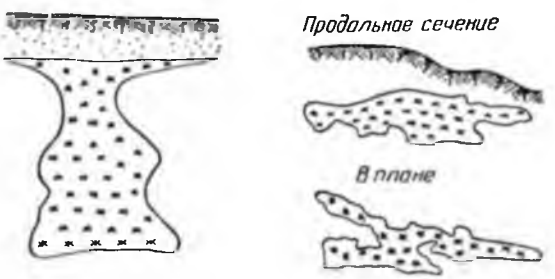


Рис. 9. Шток

$CuFeS_2$, железо — в виде гематита Fe_2O_3, свинец — в виде галенита PbS и т. д.

Рудные минералы в жиле находятся совместно с такими минералами, как, например, кварц, кальцит, полевой шпат и др., которые не используются при обработке руд и являются в данном случае пустой породой. Такая пустая порода заполняет вместе с рудой жилу и обычно называется *рудной* или *жильной* породой.

Поверхности соприкосновения жил с вмещающими их породами носят название *контактов.* Жилы незначительной мощности называют *прожилками,* а небольшие жильные ответвления в боковые породы — *апофизами.*

Простой жилой называют жилу, имеющую ясно выраженные контакты, т. е. минеральное вещество, которое резко отличается от окружающих пород.

Сложной жилой называют жилу, имеющую неясно выраженные контакты с вмещающими породами.

Совокупность нескольких жил называют *свитой жил,* а наиболее мощную из них — *главной жилой.*

Неправильные формы месторождений — *штоки, гнезда и линзы* — представляют собой пустоты в земной коре, заполненные минеральным веществом и отличающиеся друг от друга размерами.

Штоки бывают *стоячие* (рис. 9), *косые* и *лежачие.*

§ 3. ПОИСКИ И РАЗВЕДКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Общие сведения

Прежде чем приступить к разработке месторождения полезного ископаемого, т. е. к извлечению последнего из недр земли в целях использования его в том или ином направлении, необходимо найти это месторождение и выяснить его промышленное значение. Работы, ставящие своей целью отыскание месторождений полезных ископаемых, называют *поисками*. Работы же, направленные к определению основных элементов залегания полезного ископаемого, его качества и количества (запасов), характера окружающих пород и пр., называют *разведками*.

Резкой границы между поисковыми и разведочными работами провести нельзя, и одна стадия работ переходит в другую, представляя различные этапы геологоразведочного процесса.

Разведочные работы по степени детальности и полноты изучения месторождения полезного ископаемого могут быть разделены на три стадии: *поиски, предварительные разведки* и *детальные разведки*.[1] Производиться они могут геофизическими методами и путем проведения горных выработок.

Поиски

Задачей поисковых работ является прежде всего отыскание полезного ископаемого. Но фиксированием последнего поисковые работы еще не заканчиваются: в результате поисков необходимо дать предварительную оценку месторождения, т. е. дать заключение о целесообразности продолжения разведочных работ и о геологических и экономических условиях их проведения.

Поисковые работы можно разбить на три стадии:

1) обнаружение признаков полезного ископаемого в данной местности или общих предпосылок, могущих дать указание на наличие его;

2) отыскание самой залежи полезного ископаемого;

3) исследование этой залежи.

Общие указания на возможность обнаружения тех или иных полезных ископаемых в данном районе можно получить уже при ознакомлении с общим рельефом и характером залегающих пород. Так, например, в гористых районах, где в период

[1] Существуют также так называемые эксплуатационные разведки, производящиеся в процессе разработки месторождений в случае сложности их формы или строения, а также при разработке сильно нарушенных месторождений.

горообразовательных процессов возникали трещины, которые впоследствии заполнялись минеральным веществом, можно ожидать встречи жильных месторождений, в холмистых местностях — месторождений пластовых.

С другой стороны, некоторые полезные ископаемые залегают лишь в породах определенного типа, что объясняется либо общностью условий, в результате которых произошло накопление полезного ископаемого и вмещающих его пустых пород, либо физическими и химическими свойствами пород.

Так, например, месторождения ископаемого угля встречаются в осадочных образованиях, состоящих главным образом из песчаников и сланцев. В кристаллических изверженных породах встречаются жильные месторождения, причем тип последних обычно определяется характером вмещающих пород.

Знакомство с общим геологическим строением района и рельефом дает лишь основание для общего направления поисковых работ, производство же самих работ базируется на конкретных признаках, проявляющихся на поверхности и выявляемых в процессе изучения месторождений, аналогичных отыскиваемому, во время разведочных и эксплуатационных работ. В качестве таких признаков могут служить:

1) обнажение полезного ископаемого на поверхности;
2) рельеф местности;
3) наличие на поверхности обломков полезного ископаемого;
4) следы старинных горных работ;
5) растительность;
6) выходы подземных вод.

Освобождение полезного ископаемого на более или менее значительном протяжении от покрывающих наносов при выходе на земную поверхность, т. е. обнажение, дает наиболее ценные указания об его наличии.

Обнажения полезного ископаемого могут быть естественные и искусственные. Естественные обнажения встречаются сравнительно редко и могут быть обнаружены в пересеченной местности: в горных долинах, на берегах рек, в оврагах и пр. В некоторых случаях трудно поддающиеся разрушению коренные породы выступают в виде отдельных утесов над наносами. Иногда характерные для данного месторождения породы образуют типичный рельеф, значительно облегчающий направление поисковых работ.

Весьма ценные указания для поисковых работ при отсутствии естественных обнажений коренных горных пород могут дать обломки полезного ископаемого или вмещающих его пород, получающиеся в результате их разрушения и обнаруживаемые обычно в долинах, куда они переносятся водой. По количеству обломков той или иной породы можно судить о ее распростране-

нии в данном районе, а по размерам и форме отдельных кусков — о расстоянии, на которое они переместились, так как чем мельче встречающиеся куски породы и чем более окатаны их края, тем на большее расстояние они были перемещены. Последний признак является до известной степени относительным, так как не все породы одинаково противостоят истиранию, и, следовательно, более мягкие породы, принесенные из менее отдаленных мест, имеют края более окатанные, чем породы, принесенные из более отдаленных мест, но более твердые.

Ценные указания при поисках могут дать также следы старинных горных работ в виде отвалов породы, обвалов и оседаний поверхности над старыми выработками и сами горные выработки, если в них удается проникнуть. Следы старинных горных разработок встречаются в различных местах (например, в Средней Азии) и могут свидетельствовать о производившихся горных работах в отдаленные времена.

При проведении поисковых работ необходимо обращать внимание на характер растительного покрова.

На развитие в том или ином районе растительного покрова может оказать влияние как химический состав залегающих горных пород, так и их физические свойства. Влияние химического состава некоторых пород на развитие растительности объясняется тем, что некоторые минералы при своем разложении удобряют почву, а другие делают ее бесплодной. Так, например, на выходах пород, содержащих калий или фосфор, растительность более богата, чем на выходах песчаника, а выходы месторождения серного и мышьякового колчедана характеризуются полным отсутствием растительности.

Физические свойства пород сказываются на развитии растительного покрова в том отношении, что породы крепкие, трудно поддающиеся разрушению, дают каменистый грунт, не благоприятствующий развитию растительности.

При поисках полезного ископаемого также следует учитывать характер выходов подземных вод. Наличие определенной закономерности в расположении их выходов указывает на существование водоносного пласта, залегающего между водонепроницаемыми породами. Иногда водонепроницаемой породой может являться полезное ископаемое (например, глина). В таких случаях следует искать его по линии выхода подземных вод.

Однако один осмотр местности не всегда позволяет обнаружить залежь полезного ископаемого. В большинстве случаев для обнажения коренных пород с целью более детального их изучения приходится производить расчистку наносов и пр., для чего проводятся простейшие разведочные горные выработки глубиной 0,25—0,5 *м*, канавы и шурфы.

Иногда месторождения полезных ископаемых могут быть прикрыты не только наносами, но и значительной толщей коренных пород. В таких случаях после того, как на основании общих геологических предпосылок или данных геофизических разведок будут намечены участки возможного залегания полезного ископаемого, приходится бурить глубокие скважины.

Общие понятия о геофизических методах разведки

Геофизические методы разведки основаны на различных физических свойствах горных пород, действие которых проявляется не только в непосредственной близости от этих пород, но и на более или менее значительном расстоянии от них. При этих методах разведок обычно исследуют не самый разведываемый объект, а явления, вызываемые присутствием полезного ископаемого, которые могут быть зарегистрированы при помощи специальных точных приборов.

В одних случаях эти регистрируемые явления существуют более или менее постоянно и обязаны своим происхождением самому исследуемому объекту; в других существуют временно. В настоящее время при геофизических методах разведки используется разница в электропроводности пород (*электроразведка*), магнитной проницаемости их (*магниторазведка*), плотности (*гравиразведка*), упругости (*сейсморазведка*), в термических эффектах (*геотермия*), радиоактивности (*радиоразведка*) и *геохимия.*

В настоящем курсе рассмотрим лишь некоторые из них.

Во многих случаях весьма ценные результаты разведок получаются при одновременном применении нескольких геофизических методов. В качестве примера можно привести разведки Курской аномалии, где одновременно применялись магниторазведка и гравиразведка.

Электроразведка

Электроразведка основана на том, что электропроводность различных полезных ископаемых во многих случаях выше электропроводности вмещающих пород. Сущность электроразведки заключается в изучении распределения естественного или созданного искусственным путем в верхних слоях земной коры электрического поля.

В качестве примера рассмотрим метод, получивший название *электрического каротажа скважин.*

Каротажем скважин называется измерение сопротивления горных пород в буровых скважинах в незакрепленной обсадными трубами части. Для этого в скважину (рис. 10) опускают

три хорошо изолированных провода разной длины. Концы проводов, лишенные изоляции, снабжают свинцовыми грузиками в виде колец. Кольцо *А* на самом длинном проводе является одним из электродов, служащих для введения тока в породы. Другой электрод *Б* располагается на поверхности.

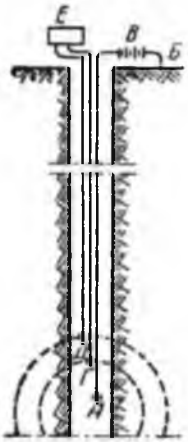


Рис. 10. Каротаж скважин

Источником электрического тока служит батарея *В*, включаемая в цепь *АБ*. Кольца *Г* и *Д* являются электродами измерительной цепи и присоединяются к потенциометру *Е*, находящемуся на поверхности и измеряющему разность потенциалов между точками *Г* и *Д*. Для осуществления контакта между электродами и стенками скважины последняя заполняется глинистым раствором. Расстояние между концами электродов зависит от желаемой степени детализации измерений и колеблется в пределах нескольких метров. Разность потенциалов между точками *Г* и *Д* зависит от величины тока в цепи *АБ* и сопротивления пород. Поэтому, измеряя величину тока в цепи *АБ* и разность потенциалов между точками *Г* и *Д*, можно вычислить величину сопротивления пород.

Опуская электроды по мере углубления скважины, можно изучить геологическую характеристику пород. Если произвести каротаж скважины с хорошо изученным разрезом и установить сопротивление отдельных пластов и пропластков, пересеченных этой скважиной, то по определяемым сопротивлениям в соседних скважинах можно строить геологический разрез последних.

Магниторазведка

Магниторазведка является наиболее старой из геофизических методов разведки. Впервые она была применена в 1914 г. профессором В. И. Бауманом для поисков сильно магнитных руд.

Как известно, в каждой точке земного шара магнитная сила имеет определенную величину и направление. Направление магнитной силы определяется при помощи магнитной стрелки, которая в нормальных условиях устанавливается в направлении с севера на юг. Это направление соответствует магнитному меридиану, который не совпадает с астрономическим, а образует с ним некоторый угол, называемый *углом склонения*.

Если магнитную стрелку подвесить таким образом, чтобы она могла вращаться в вертикальной плоскости, то северный конец ее будет наклоняться в различных по широте пунктах зем-

ного шара под различным углом к горизонту: в наших широтах магнитная стрелка наклонится на довольно значительный угол, на экваторе она должна занять горизонтальное положение, а на магнитном полюсе — вертикальное. Угол, который магнитная стрелка образует с горизонтальной плоскостью, называется *углом наклонения.*

В настоящее время законы земного магнетизма настолько изучены, что для любого пункта земного шара можно установить нормальное значение углов склонения и наклонения, т. е. установить нормальную величину магнитного поля. При наличии в данном районе залежи полезного ископаемого с большей магнитной проницаемостью, чем вмещающие породы (железная руда), а также с меньшей магнитной проницаемостью (каменная соль) магнитное поле нарушается.

Такое нарушение нормального магнитного поля носит название *магнитной аномалии.*

Инструменты, применяющиеся при магниторазведке, называются *магнитометрами.*

При производстве магниторазведки в исследуемой местности намечаются пункты наблюдения, располагаемые по определенным линиям, и в каждом из них измеряется направление магнитной силы и величины ее горизонтальной и вертикальной составляющих. Результаты съемки изображаются в виде карт соответствующего масштаба, на которых аномальные значения изображаются в виде изолиний. Если замеренные величины окажутся одинаковыми, то магнитная аномалия отсутствует.

В 1936 г. в Советском Союзе впервые в мире были произведены магнитные съемки с самолета.

Гравиразведка

В любой точке пространства над земной поверхностью действуют силы тяжести. Неравномерному распределению силы тяжести у поверхности земли всегда соответствует неравномерность в распределении масс в ее коре. Для целей гравиразведки исследуется естественное силовое поле, вызываемое силой тяжести.

Нормальное силовое поле характеризуется тем, что в каждой точке силовая линия направлена вертикально. В случае наличия в данном пункте какой-нибудь породы, отличающейся от окружающих пород большей плотностью, нормальное силовое поле нарушается. Это нарушение выражается в отклонении нормальных силовых линий от вертикального положения в направлении центра тяжести масс, нарушающих силовое поле.

Тела, обладающие меньшей плотностью, чем окружающие породы, отклоняют силовые линии в обратном направлении.

Схема нарушения нормального силового поля может быть представлена следующим образом. Пусть A (рис. 11) — плотное тело, залегающее среди менее плотных пород. При отсутствии этого тела силовые линии были бы направлены вертикально, как это показано пунктирными стрелками. Под влиянием тела A значения сил тяжести увеличиваются, а их направление отклоняется от вертикального, как это показано сплошными стрелками. При удалении от центральной части тела, оказывающего влияние на силовое поле, изменения величин силовых линий и их отклонения от вертикали уменьшаются, а на некотором расстоянии прекращаются совершенно.

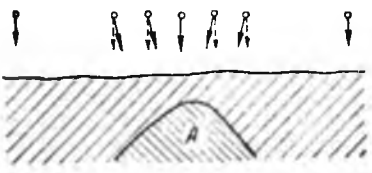


Рис. 11. Схема влияния плотного тела на силовое поле сил тяжести

Так как отклонение силовых линий от нормального направления крайне незначительно, то для производства гравиметрических изысканий необходимы крайне чувствительные приборы, одним из которых является *гравитационный вариометр,* основанный на принципе *крутильных весов.* При помощи этого прибора определяется не абсолютная величина силы тяжести, а ее изменения в горизонтальном направлении.

Сейсморазведка

Сейсморазведка основана на том, что *сейсмические волны*[1], возбуждаемые при помощи взрывов, распространяются во все стороны от места взрыва, проникают на большую глубину и отражаются, а частично преломляются на поверхностях пород, являющихся границей последних по упругим свойствам.

Отраженные и некоторые преломленные волны возвращаются к земной поверхности и могут быть зарегистрированы при помощи *сейсмостанций,* которые обычно устанавливаются на автомашинах.

Сейсмическая станция дает центральную запись волн всех сейсмических каналов, входящих в ее комплект (до 26 и больше), на одну сейсмограмму.

Изучение этих волн и математическая обработка сейсмограмм позволяют установить глубину и форму отражающих поверхностей, а в некоторых случаях и состав пород, слагающих геологический разрез.

[1] Сейсмические волны — упругие волны, возникающие в результате землетрясения, взрывов, ударов и распространяющиеся в виде затухающих колебаний в горных породах.

При современной аппаратуре сейсморазведка позволяет получить данные о геологическом строении до глубины 5000 *м* и применяется при решении различных задач структурной геологии, а также при поисках и разведке нефти, природных газов, угля и каменных солей.

Газовая съемка

Проф. В. А. Соколов в 1931 г. предложил новый способ поисков нефтеносных пластов, получивший название *газовой съемки.* При помощи этого способа были открыты большие залежи нефти в различных районах СССР.

Метод проф. В. А. Соколова позволяет установить залежи нефти и газа по микропроявлениям этих залежей на поверхности, так как нефтяные пары и газы проникают через толщу пород до земной поверхности. Для этого на исследуемом участке берут большое количество проб подпочвенного воздуха или подпочвы, которые подвергают микроанализу. Специально разработанные методы исследования и высокочувствительная аппаратура позволяют определить содержание метана и тяжелых углеводородов до тысячных долей процента и тем самым установить наличие в данном районе нефти.

Предварительная разведка

Цель предварительных разведок заключается в выяснении соответствия количества (запасов) полезного ископаемого и его качества тем требованиям, которые предъявляются к нему промышленностью в конкретных условиях данного района и данного времени.

В результате предварительной разведки должна быть обеспечена всесторонняя характеристика месторождения, достаточная для обоснования затрат на детальную разведку и для разработки планового задания по освоению месторождения.

Для этого должны быть выяснены:

1) форма залегания полезного ископаемого и площадь его распространения;

2) глубина и основные элементы залегания (угол падения, направление простирания);

3) мощность залежи и изменение ее по простиранию и падению;

4) характеристика вмещающих и покрывающих залежь пород;

5) степень равномерности распределения рудного материала в залежи, количество и распределение последнего в толще пород, в которых залегает рудное тело;

6) минералогический и химический состав полезного ископаемого;

7) изменение качества полезного ископаемого по площади и с глубиной.

При предварительных разведках могут проводиться канавы, шурфы, штольни, квершлаги и буровые скважины (см. часть первая, гл. I).

Выбор способа работ в каждом отдельном случае зависит от мощности наносов, угла падения пород, рельефа местности, водоносности пород и формы залежи полезного ископаемого.

При пластовом залегании полезного ископаемого одной из задач предварительных разведок является составление полного геологического разреза пород, слагающих месторождение. По-



Рис. 12. Разведка крутопадающего пластового месторождения канавой

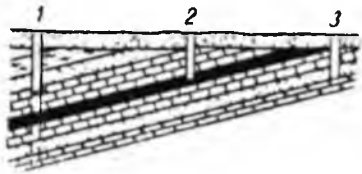


Рис. 13. Разведка месторождения шурфами при пологом залегании пластов:
1, 2 и 3 — последовательность закладки шурфов

этому горные выработки, принятые для разведки, располагаются по линиям вкрест простирания пород.

Линии, по направлению которых закладывают разведочные горные выработки, называют *разведочными линиями*. Расстояние между ними зависит от характера залегания пород; например, при разведке правильных пластовых месторождений его обычно вначале принимают 500—1000 *м*, а затем, в случае надобности, уменьшают путем введения промежуточных линий.

Так как, с одной стороны, выбор типа горных выработок, которые необходимо провести для выполнения разведочных работ в данных конкретных условиях, зависит от мощности наносов и угла падения пород, а, с другой стороны, разведочные горные выработки следует располагать вкрест простирания пород, то в первую очередь необходимо установить основные элементы залегания пород. С этой целью проводят *пробный шурф* и устанавливают мощность наносов, угол падения и направление простирания пород.

Когда мощность наносов незначительна (до 3—4 *м*), а угол падения пластов крутой, разведку месторождения производят при помощи канав (рис. 12). В этом случае по дну канавы, в которой обнажаются коренные породы, можно составить полный геологический разрез пород на всем ее протяжении.

Более пологие пласты при наносах малой мощности разведывают при помощи вертикальных выработок — шурфов, которые закладывают на таком расстоянии один от другого, чтобы каждый последующий останавливался в породах, которые предыдущий пересек в своей верхней части, или чтобы каждый последующий пересекал в своей верхней части те породы, в которых остановился предыдущий (рис. 13). При таком ведении разведочных работ по данным отдельных шурфов, увязанных между собой, можно составить геологический разрез участка на протяжении всей разведочной линии. Чтобы проверить, не пропущены

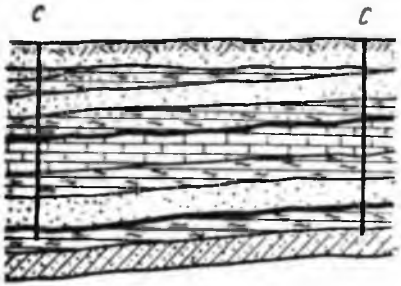


Рис. 14. Разведка месторождения скважинами при пологом залегании пластов:
С — скважины

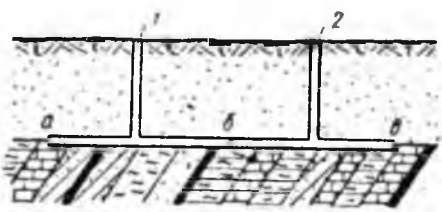


Рис. 15. Разведка месторождений при крутом падении и при мощных наносах:
1 и *2* — шурфы: *аб* и *бв* — квершлаги

ли при разведке какие-либо пласты, между отдельными шурфами закладывают так называемые *контрольные шурфы.*

При очень пологом залегании пластов разведку производят при помощи буровых скважин (рис. 14), так как в этом случае ни канавы, ни шурфы не могут дать требуемых результатов. При разведках бурением скважины должны располагаться на таком расстоянии одна от другой, чтобы обеспечить составление геологического разреза аналогично описанному выше, применительно к разведке шурфами.

При наносах значительной мощности разведка канавами и шурфами становится нерациональной.

При крутом падении пластов и мощных наносах разведку пластовых месторождений полезного ископаемого можно производить при помощи шурфов с квершлагами (рис. 15). В этом случае шурфы, закладываемые на некотором расстоянии один от другого, проводят через всю толщу наносов, а от них в обе стороны засекают квершлаги, которые проводят вкрест простирания пород до встречи с выработками смежных шурфов или же до пересечения породы, до которой проведен квершлаг соседнего шурфа.

При мощных наносах и пологом и горизонтальном залегании пластов разведку производят исключительно при помощи буровых скважин; глубина скважин в этом случае определяется той глубиной, до которой намечено исследование месторождения.

Разведку месторождения на значительную глубину производят при помощи глубокого бурения, вне зависимости от мощности наносов и угла падения пластов.

При производстве разведочных работ все горные выработки наносят на план под теми номерами, под которыми они закладывались. Кроме того, по разведочной линии необходимо произвести нивелировку в целях установления превышения устья одних выработок по отношению к другим. Имея эти данные, можно составить вертикальный разрез месторождения по разведочной линии.

Таким образом, по разрезам отдельных горных выработок составляется *сводный геологический разрез.*

Разведка *жильных* месторождений, имеющих менее правильную форму и меньшее постоянство залегания по простиранию и падению, имеет некоторые особенности по сравнению с разведкой пластовых месторождений. Если залежь полезного ископаемого обладает определенно выраженным простиранием, то разведочные выработки закладывают по линиям вкрест простирания, как и при разведке пластовых месторождений. Если же явно выраженное простирание отсутствует, то разведываемый участок покрывают сетью разведочных выработок по квадратной или ромбической сетке. Расстояние между выработками в этом случае выбирают в соответствии с характером вмещающих пород и самого полезного ископаемого и, в частности, в зависимости от минимальных размеров залежи, при которых она еще имеет промышленное значение.

Так как жилы часто имеют крутое падение, то разведку их производят при наносах малой мощности канавами, а при большой мощности — шурфами с квершлагами.

Проведение выработок в крепких коренных породах, в которых обычно встречаются жилы, обходится довольно дорого. С другой стороны, вследствие непостоянства размеров залежи последняя может быть не встречена забоем квершлага. Поэтому разведка шурфами с квершлагами обычно комбинируется с разведкой буровыми скважинами (рис. 16). В таких случаях из забоя квершлага в различных направлениях пробуривают горизонтальные и наклонные скважины. Иногда предпочитают разведывать жильное месторождение при помощи наклонных скважин, закладываемых непосредственно с земной поверхности.

При оконтуривании месторождений полезного ископаемого, т. е. при решении одной из основных задач предварительных раз-

ведок, весьма хорошие результаты могут быть получены при комбинировании разведки горными выработками с геофизическими методами разведки. Геофизические методы разведки дают возможность определить границы залежи, проведение же дополнительно небольшого числа горных выработок дает возможность определить характер полезного ископаемого в данной залежи.

В результате предварительных разведок необходимо получить также и качественную характеристику полезного ископаемого на основании анализов и испытаний проб, которые следует периодически брать из проводимых горных выработок и буро-

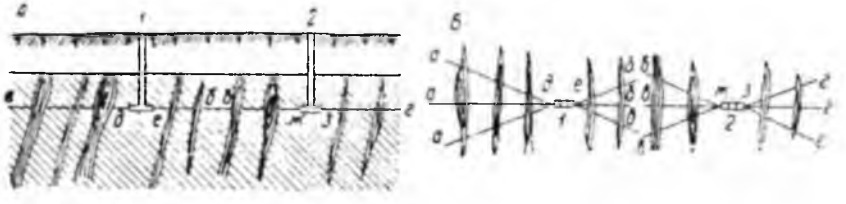


Рис. 16. Разведка жильного месторождения:
шурфами *1* и *2* с квершлагами *де* и *жз*; буровыми скважинами *бе*, *да*, *жв* и *зг*, пробуриваемыми из забоя квершлагов; *А* — разрез; *Б* — план

вых скважин. Набор проб должен производиться таким способом, чтобы они обладали теми же свойствами, что и масса полезного ископаемого в забое, из которого взята проба. Так как вся проба не может подвергаться исследованиям, то производится последующее *сокращение* ее; при этом соотношение между количеством и качеством полезного ископаемого в месторождении и во взятой пробе должно быть сохранено. Взятие проб и их сокращение производятся по специально составленным инструкциям, применительно к типу данного полезного ископаемого.

Операции, связанные с взятием проб, их сокращением, анализом и испытанием, носят общее название *опробования месторождения.*

По цели и методам испытания опробование может быть разделено на: 1) *минералогическое,* 2) *химическое* и 3) *техническое.*

Задачи первых двух ясны из самого названия. Техническое опробование производится в целях исследования способов использования полезного ископаемого, если оно может быть применено без предварительной обработки, или же для нахождения способов его обработки (обогащения). Предварительная разведка обычно сопровождается минералогическим и химическим опробованием полезного ископаемого. Техническое же опробование обычно производится при дальнейшем изучении месторождения.

Чтобы результаты разведочных работ могли быть соответствующим образом использованы, все разведочные горные выработки, данные геофизических работ и опробования должны быть точно зафиксированы на карте.

При разведке пластовых месторождений для этой цели обычно пользуются топографическими планами в масштабе 1 : 5000 или 1 : 10 000 с горизонталями через 1—5 *м*. При разведке рудных месторождений желательно иметь более крупный масштаб 1 : 1000—1 : 2000, а в отдельных случаях и 1 : 500.

Детальные разведки

Задачей детальных разведок является окончательное установление запасов полезного ископаемого и их распределения по отдельным участкам. В процессе детальных разведок уточняются также условия залегания полезного ископаемого, достаточно точно определяется его мощность в целом по месторождению и по отдельным участкам, производится детальное опробование и подразделение ископаемого по сортам, причем качественная характеристика дается согласно кондициям промышленности к природному сырью; устанавливаются горнотехнические условия эксплуатации месторождения. В зависимости от условий залегания полезного ископаемого детальные разведки ведутся путем проведения горных выработок или бурения разведочных скважин.

В зависимости от степени разведанности и изученности месторождения, которые характеризуются количеством и характером пересечений залежи горными выработками, степени освещения геологического строения месторождения, изученности состава и свойств полезного ископаемого и установления количественных и качественных показателей в отношении технологических процессов его использования, запасы разбиваются на три категории: А, В и С.

Категория А. A_1 — запасы вполне изученные, разведанные и подготовленные к добыче; запасы категории A_1 могут служить для расчетов эксплуатационных работ предприятий.

A_2 — вполне изученные и разведанные запасы; могут служить для проектирования и строительства предприятий в их горной части.

Категория В. Геологически обоснованные, относительно разведанные и частично оконтуренные горными выработками и буровыми скважинами запасы, предварительно опробованные в целях изучения состава и свойств полезного ископаемого и получения качественных показателей технологических процессов использования; запасы полезного ископаемого, для которых в основном определены горнотехнические условия разработки; этими

данными можно пользоваться для обоснования проектирования капитального строительства заводов и использующих горнорудное сырье предприятий и составления проектных заданий.

Категория С. C_1 — запасы, установленные на основании геологического изучения по естественным и редким искусственным обнажениям или же по геофизическим данным, увязанным с геологическим строением месторождения и ориентировочным опробованием; можно пользоваться для постановки детальных разведочных работ и для перспективных планов промышленности.

C_2 — запасы, относимые к целым районам или бассейнам, вычисленные на основании геологического их изучения; для отдельных месторождений и их групп запасы определялись на основании геологического прогноза; можно пользоваться для перспективного планирования народного хозяйства и перспективного планирования геологоразведочных работ.

Исходя из приведенной классификации запасов, можно провести границу между предварительными и детальными разведками, которые при ведении разведочных работ разграничивать весьма трудно, так как одна стадия разведок непосредственно переходит в другую; задача предварительных разведок — выяснить запасы категории С и отчасти В; задача детальной разведки — установить запасы категорий А и В.

Помимо установления запасов категории А, на основании детальной разведки необходимо дать окончательное заключение о пригодности использования разведываемого полезного ископаемого в промышленности, например о пригодности угля для коксования или о пригодности руды для выплавки металла определенного качества.

Поэтому в процессе детальных разведок обыкновенно бывает необходимо производить *пробную эксплуатацию* исследуемого месторождения в целях получения полезного ископаемого в количествах, допускающих техническое испытание его в полупромышленном масштабе.

Подсчет запасов

Определение количества полезного ископаемого в месторождении по сортам и типам на основании данных разведочных работ носит название *подсчета запасов*. Общий метод подсчета запасов заключается в том, что площадь залежи полезного ископаемого разбивают на участки, которые можно уподобить тому или иному геометрическому телу. По площади данного участка и мощности залежи на нем вычисляют объем последней, который для получения запасов в весовых единицах (тоннах) умножают на вес одного кубического метра полезного ископаемого, определенный опытным путем. Суммируя запасы отдельных

участков, определяют запасы всей залежи. При подсчете запасов площадь залежи берут по графическому материалу, полученному в результате разведочных работ, мощность — по разведочным выработкам, а объемные веса полезного ископаемого — по данным опробования.

Для подсчета запасов пользуются различными методами в зависимости от требующейся точности подсчета, достоверности и количества разведочных данных, формы залежи и т. п.

Для получения приближенных цифр запасов, а также в некоторых случаях для подсчетов запасов угольных месторождений в качестве основного метода пользуются *методом среднего арифметического.* При этом методе теми или иными способами на плане определяется площадь месторождения S.

По всем горным выработкам и скважинам, пересекшим на данной площади залежь, подсчитывают ее среднюю мощность m и средний объемный вес γ (вес 1 $м^3$).

Запасы полезного ископаемого в данной залежи в тоннах тогда можно вычислить по формуле

$$Q = Sm\gamma. \qquad (1)$$

Для более точных подсчетов запасов пользуются *методом вертикальных и горизонтальных разрезов ближайших районов и методом треугольников.* В последнем случае площадь залежи (или оконтуренную часть ее) разбивают на треугольники (рис. 17, *1*), вершинами которых являются разведочные выработки. В результате этого вся оконтуренная часть месторождения разобьется на трехгранные призмы, у которых верхним и нижним основанием служат треугольники, а вершинами являются точки входа (*А*, *Б*, *В*, рис. 17, *2*) в залежь и выхода (*а*, *б*, *в*) из нее разведочных выработок. Боковыми ребрами этих призм являются разведочные выработки. При вертикальных разведочных выработках и горизонтальной залежи полезного ископаемого боковые ребра призм будут соответствовать ее мощности. При применении данного метода принимают, что мощность и объемный вес полезного ископаемого от одной разведочной выработки к другой изменяются постепенно.

Запасы подсчитывают для каждой призмы отдельно, причем за основание ее принимают треугольник $A_1Б_1B_1$, плоскость которого перпендикулярна ребрам призмы (рис. 17, *1* и *2*).

Если обозначить площадь основания призмы (треугольника) S_1, а длину ее ребер l_1, l_2, l_3, то объем призмы будет равен

$$v = \frac{1}{3} S_1 (l_1 + l_2 + l_3). \qquad (2)$$

Зная объемный вес полезного ископаемого γ, можно найти запас его в одной призме

$$q = v\gamma = \frac{1}{3} S_1 (l_1 + l_2 + l_3)\,\gamma. \qquad (3)$$

Суммируя запасы по отдельным призмам, находят общие запасы всего участка или месторождения.

При более грубом подсчете запасов пластовых месторождений часто в расчеты вводят *производительность пласта*, т. е. величину, соответствующую количеству полезного ископаемого в тоннах, получающемуся с одного квадратного метра. В этом случае для определения количества запасов достаточно площадь участка умножить на производительность пласта.

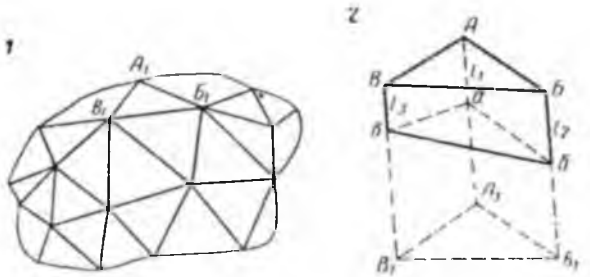


Рис. 17. Подсчет запасов методом треугольников:
1 – разбивка площади на треугольники; *2* – трехгранная призма, полученная по трем скважинам

Подсчитанные тем или иным способом запасы, соответствующие количеству его, залегающему в недрах, носят название *геологических запасов.*

Те геологические запасы, которые по своей качественной характеристике пригодны для использования в народном хозяйстве при существующем уровне развития техники и при условии рентабельности их эксплуатации, называются *балансовыми запасами.*

При разработке месторождений не удается извлечь на поверхность все 100% балансовых запасов. Вследствие наличия геологических нарушений, необходимости по условиям ведения горных работ оставления некоторого количества полезного ископаемого невынутым (целики), потерь уже добытого полезного ископаемого в процессе эксплуатации всегда имеются большие или меньшие потери полезного ископаемого.

Запасы, которые могут быть выданы на поверхность и, следовательно, равные балансовым за вычетом потерь, установленных для данных условий разработки, носят название *промышленных запасов.*

Бурение разведочных скважин

В зависимости от применяемой энергии разведочное бурение может быть *ручное* и *механическое.*

По способу производства различают *вращательное и ударное* бурение.

При ручных работах вращательное бурение ведется в более мягких породах, ударное — в более крепких. Ручное бурение применяют обычно до глубины не более 40—50 *м*, а чаще до 15—20 *м*.

Буровым инструментом при ручном вращательном бурении служат различного типа *буры,* а при ударном — *долота.* При помощи этих инструментов могут быть пробурены скважины диаметром от 50 до 150 *мм.* Во время бурения как буры, так и долота присоединяют к массивным стержням из квадратной стали или к трубам, которые называют *буровыми штангами.*

На буровых штангах укрепляют специальные жимки с ручками, за которые рабочие вращают буровой инструмент при вращательном бурении, а при ударном — поднимают его и затем бросают на забой скважины.

При вращательном бурении порода задерживается в самом буре или в скважине выше бура и извлекается из нее совместно с буром при его подъеме из скважины.

При ударном бурении порода в забое скважины раздробляется долотом и удаляется из скважины при помощи специальных инструментов.

В настоящее время для бурения скважин глубиной до 25—30 *м* в некрепких породах, насыщенных водой, применяют *вибробурение.* Сущность его заключается в том, что под действием *вибрирующего бурового снаряда* такие породы, как суглинки, пески, ленточные глины и др., выделяют связанную воду, вследствие чего переходят в подвижное состояние. При этом резко снижается сопротивление пород сдвигу, и вибрирующий инструмент под действием своего веса очень быстро погружается в породу: в суглинках погружение на 1 *м* происходит за несколько секунд.

В породах с малым содержанием воды погружение инструмента происходит медленнее, чем в породах, насыщенных водой.

Для ускорения погружения инструмента в вязких породах применяют *электроосмос.* Процесс электроосмоса проявляется в том, что при пропускании по породе постоянного тока определенного напряжения из нее начинает выделяться связанная вода, что, как указывалось, облегчает вибропогружение. Механизация бурения неглубоких скважин осуществляется также при

помощи самоходных буровых установок, смонтированных на платформе автомашин ЗИЛ-150.

Для характеристики пробуриваемой скважиной толщи при каждом подъеме инструмента и во время чистки скважины берутся образцы пород. Одновременно по длине штанг отмечают в буровом журнале глубину, с которой взята проба. На основании этих данных затем строят геологический разрез.

При проведении скважин по породам, недостаточно устойчивым, обычно производят крепление стенок на всем протяжении скважины при помощи *обсадных труб*.

Скважины крепят обсадными трубами и при достаточно устойчивых породах в тех случаях, когда этого требуют условия работ, для которых предназначены скважины (если, например, необходимо отделить один водоносный горизонт от другого при их исследовании, когда требуется, чтобы вода верхнего не смешивалась с водой нижнего горизонта).

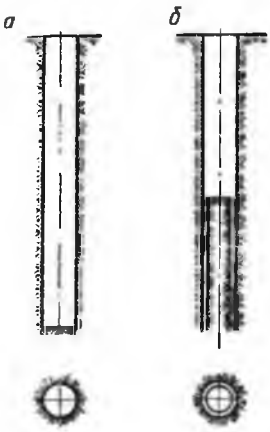


Рис. 18. Схема скважины механического вращательного бурения:
а — бурение сплошным забоем; *б* — колонковое бурение

Механическое бурение, как и ручное, может быть ударное и вращательное, причем вращательное механическое бурение в свою очередь может быть разделено на бурение *сплошным забоем* (рис. 18, *а*) и *колонковое* (рис. 18, *б*). В первом случае порода измельчается по всей площади забоя скважины, во втором — выбуривается лишь кольцевое пространство, внутри которого остается колонка породы. Эта колонка носит название *керна* и может быть извлечена из скважины. Извлеченный из скважины керн позволяет судить о характере буримых пород. Поэтому для целей разведки широко применяют колонковое бурение.

Для удаления породной мелочи, получающейся при бурении, применяют непрерывную промывку скважины водой или глинистым раствором. Вода (или глинистый раствор) поступает в скважину по пустотелым (трубчатым) штангам и выходит из нее, унося буровую мелочь по кольцевому пространству между штангами и стенками скважины. Промывочный раствор может также подаваться по кольцевому зазору и подниматься из забоя скважин по штангам. Первый способ называют *прямой промывкой*; второй — *обратной*. Глинистый раствор применяют в целях придания стенкам скважин устойчивости при недостаточно устойчивых породах.

При колонковом бурении частью инструмента, непосредственно производящей бурение (истирание и скалывание пород), является *коронка*, снабженная истирающими материалами. В качестве последних применяют *алмазы, твердые* сплавы и стальную или чугунную дробь.

Алмазная коронка (рис. 19) имеет вид небольшого пустотелого цилиндра, верхний торец которого снабжен нарезкой для соединения с колонковой трубой; в нижнем торце вставлены обычно низкосортные алмазы, так называемые *борты* и *карбонаты*.

Борты имеют белую окраску, но не могут идти в огранку как драгоценные камни вследствие имеющихся у них недостатков, карбонаты имеют бурую или черную окраску.



Рис. 19. Алмазные коронки

Алмазы вставляют в коронку так, что часть из них выступает за наружную поверхность коронки, а часть — за внутреннюю. При такой установке алмазов коронка пробуривает кольцевое пространство, наружный диаметр которого несколько больше наружного диаметра коронки, а внутренний — несколько меньше внутреннего диаметра коронки. Кроме того, несколько алмазов устанавливают на боковой поверхности коронки для сглаживания стенок скважины.

Диаметр алмазных коронок обычно бывает от 50 до 145,5 *мм*, но может быть и больше.

Вследствие значительной стоимости алмазов в последнее время их часто заменяют твердыми сплавами. Чаще всего применяют сплав карбида вольфрама и кобальта ВК-8, где 8 — процент содержания кобальта.

Сущность дробового бурения заключается в следующем: стальная или чугунная закаленная дробь через трубчатые штанги подается в забой скважины и попадает под торцовую часть коронки, представляющую собой гладкий стальной цилиндр, нажимающий при вращении на дробь. Дробь перекатывается по кольцевому забою скважины, размалывая породу и частично раздавливаясь при этом. Раздавленная коронкой дробь увлекается ею во вращательное движение, причем острые края кусков дроби режут и истирают породу. Для дробового бурения применяют дробь диаметром от 1,5 до 3 *мм*.

Из многочисленных типов станков для механического вращательного бурения у нас наибольшее распространение получили станки с рычажной подачей КА-300 и КАМ-500, применяющиеся для колонкового бурения при начальном диаметре скважины 131 *мм* и конечном 46 *мм* и для предельной глубины бурения соответственно 300 и 500 *м*.

Кроме того, выпускаются станки ЗИФ-1200А, ЗИФ-650А и ЗИФ-300 с гидравлической подачей для бурения скважин глубиной соответственно 1200, 650 и 300 *м*.

Для удобства подъема и спуска инструмента, крепления скважин обсадными трубами и прочих операций, выполняемых в процессе бурения, над скважинами обычно ставят буровые вышки, состоящие из двух частей — собственно вышки и откоса или сарая, в котором устанавливают двигатель, насос и пр.

В процессе буровых работ возможно возникновение неполадок с рабочим инструментом в скважине, которые носят общее название аварий и могут вызываться как геологическими, так и техническими причинами. Причинами аварий по геологическим условиям являются: трещиноватость и неоднородность пород, сложная тектоника, наличие пустоты в породах и пр. Технические причины зависят от степени квалификации обслуживающего персонала и качества и состояния бурового оборудования.

Аварии при бурении так же, как и причины, их вызывающие, могут быть весьма разнообразны. В основном они могут быть сведены к следующим: 1) развинчивание и обрыв штанг; 2) поломки инструмента (долота или коронки); 3) обрыв обсадных труб; 4) случайное попадание в скважину металлических предметов; 5) искривление скважин.

Аварии могут задержать работы по бурению на весьма продолжительное время.

В тех случаях, когда в скважине остался какой-либо инструмент или часть его, производят так называемые *ловильные* работы при помощи инструментов, носящих то же название.

Для правильной организации ловильных работ необходимо установить состояние оставшегося в скважине инструмента. Это осуществляется осмотром извлеченной части инструмента и опусканием в скважину печати, покрытой мастикой, на которой получается отпечаток оставшегося в скважине инструмента, позволяющий уточнить его положение в скважине.

После того, как скважина становится ненужной, ее ликвидируют. Ликвидация скважин заключается в том, что из них

извлекают обсадные трубы и на поверхности убирают все оборудование (треноги, вышки и пр.). Извлечение обсадных труб начинают от забоя скважины и ведут в последовательном порядке снизу вверх.

Если скважина пересекает водоносные горизонты, то она обязательно должна быть затампонирована, чтобы во время разработки месторождения полезного ископаемого вода по старым скважинам не могла прорваться в горные выработки.

На месте ликвидированных разведочных скважин должны ставиться опознавательные знаки с обозначением их номера.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Когда открыты в России основные месторождения ископаемого угля?
2. К какому периоду относится начало рудной промышленности в России?
3. Какие основные решения в области развития угольной и рудной промышленности приняты XXI съездом КПСС?
4. Что такое горная наука?
5. Из каких пород сложена земная кора?
6. Среди каких пород залегают пласты ископаемых углей?
7. Какие существуют нарушения в залегании пластов?
8. Назовите основные элементы залегания пластов (жил) и деление последних по мощности и углу падения.
9. Что такое производительность пласта, и как она определяется?
10. Что такое поиски, предварительные и детальные разведки, и какие задачи перед ними ставятся?
11. Что такое геофизические методы разведки?
12. Как осуществляется разведочное бурение?
13. В каких случаях производится разведка месторождений полезных ископаемых канавами, шурфами, скважинами и шурфами с квершлагами?
14. На какие категории делятся запасы полезных ископаемых?
15. Что такое геологические, балансовые и промышленные запасы?

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ И ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Глава I

ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

§ 4 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Чтобы полезное ископаемое, залегающее в недрах земли, могло быть использовано человеком, необходимо тем или иным способом открыть к нему доступ, при помощи инструментов или механизмов отделить от общей массы пород и выдать на земную поверхность. Инструменты и машины, которые применяют для отделения части пустой породы или полезного ископаемого от общей массы, называют горными инструментами и горными машинами. Работы, которые производят при выемке полезного ископаемого или при подготовке к его выемке, называют *горными работами.*

В результате горных работ в толще полезного ископаемого или пустых пород образуются свободные пространства, которые называют *горными выработками.* Горные выработки могут быть весьма разнообразны по своей форме, размерам, положению в пространстве и назначению.

В зависимости от назначения горные работы (и горные выработки) называются *разведочными,* если ведутся с целью отыскания и разведки месторождений полезного ископаемого, и *эксплуатационными,* если производятся в целях его разработки (добычи). Эксплуатационные работы (соответственно и выработки) делятся на *капитальные, подготовительные* и *очистные.* Капитальные выработки проводят с целью обеспечения доступа к месторождению с земной поверхности, подготовительные — для подготовки месторождения к ведению очистных работ и очистные выработки — для непосредственного добывания полезного ископаемого.

В зависимости от места производства горных работ различают *открытые* работы (и выработки), производимые непосред-

ственно с земной поверхности, и *подземные* — под поверхностью земли.

Как видно из рис. 20, часть мощного пласта ископаемого угля у выхода на земную поверхность, покрытая наносами незначительной мощности, может быть выработана открытыми работами (*о*). Для разработки же более глубоких частей пласта необходимо провести ряд подземных выработок, которые по по-

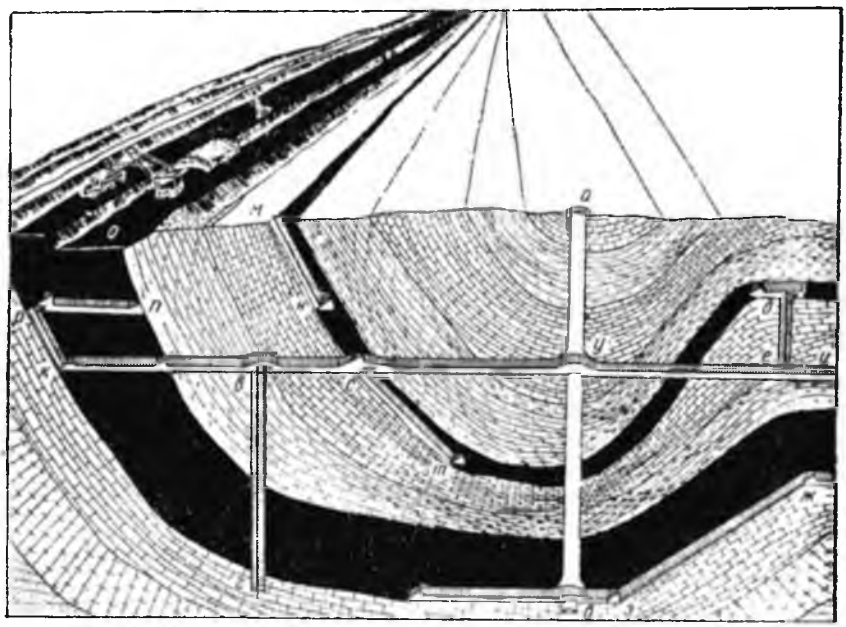


Рис. 20. Схема горных выработок:

аб — ствол шахты; *мн* — наклонный ствол шахты; у — сопряжение околоствольного двора со стволом шахты; *вг* и *де* — гезенки; *уи*, *ук* — квершлаг; *к*, *р*, *п*, *н*, *с*, *т*, *з*, *ж* — штреки; *пр* — орт; *жз* — бремсберг; *ст* — уклон; *кр* — скат; *о* — карьер

ложению в пространстве могут быть *вертикальными* (*аб, вг, де*), *горизонтальными* (*ик, пр*) и *наклонными* (*жз, нм, ст, рк*), а с точки зрения сообщения с поверхностью могут иметь непосредственный выход на земную поверхность (*аб, нм*) или не иметь его (*вг, ст, жз, де*).

Горные выработки могут проводиться как по полезному ископаемому, так и по пустым породам.

Перечисленные выше факторы (положение горных выработок в пространстве, наличие непосредственного выхода на земную поверхность или отсутствие его, проведение выработок по полезному ископаемому или по пустой породе и назначение вы-

работок) служат основанием для классификации горных выработок:

I. *Подземные.*

А. Выработки с большой длиной или глубиной по сравнению с их поперечным сечением: 1) вертикальные, 2) наклонные, 3) горизонтальные.

Б. Камеры (выработки, имеющие значительные поперечные размеры по сравнению с длиной).

В. Очистные выработки (размеры их зависят от мощности разрабатываемых залежей и принятой системы разработки).

II. Открытые.

Часть подземной выработки, примыкающая к земной поверхности или к другой выработке, называется ее *устьем.* Поверхность, ограничивающую выработку и перемещающуюся в результате ведения горных работ, называют *забоем.* Забой, в котором систематически производят работы, называют *действующим.* Если же работы прекращены, то забой называется *остановленным.*

Поверхности горных пород, ограничивающие выработки с боков, называют *боками выработки*; поверхность, ограничивающая выработку сверху, — *кровлей,* а снизу — *подошвой.*

§ 5. ВЕРТИКАЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

К группе вертикальных выработок относятся: *шурфы, стволы разведочных и эксплуатационных шахт, слепые стволы (гезенки).*

Шурфом называют вертикальную подземную выработку, обычно малого сечения и небольшой глубины, имеющую непосредственный выход на земную поверхность и предназначенную для разведочных или массовых взрывных работ. В период разработки месторождений шурфы иногда проводят для целей проветривания или спуска материалов. От шурфов боковые выработки по полезному ископаемому, как правило, не проводят. Обычно шурфы имеют прямоугольное сечение. Шурфы круглого сечения проводят в устойчивых породах и не крепят.

Стволом разведочной шахты называют вертикальную выработку, имеющую непосредственный выход на земную поверхность и предназначенную для детального изучения разведываемого месторождения полезного ископаемого.

При детальном изучении полезного ископаемого требуется довольно значительное его количество (например, для пробного коксования угля из разведываемых пластов в промышленных коксовых печах). Для получения соответствующего количества полезного ископаемого производится частичная добыча его, что вызывает необходимость проведения от стволов разведочных

шахт горизонтальных и наклонных выработок по полезному ископаемому. Наличие этих выработок является одним из внешних отличительных признаков разведочной шахты от шурфа.

Поперечные размеры и глубина стволов разведочных шахт обычно больше, чем шурфов, а оборудование их — более совершенное.

Шахтой называют совокупность горных выработок и поверхностных сооружений, оборудованных для добывания полезного ископаемого подземным способом. В административно-хозяйственном отношении под шахтой понимается самостоятельная единица горного предприятия, имеющая целью добывание полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения.

Ранее шахтами называли все вертикальные выработки, имевшие непосредственный выход на земную поверхность и проводившиеся в целях разработки месторождений полезных ископаемых.

Шахтным стволом (см. рис. 20, *аб*) называют вертикальную подземную выработку, имеющую непосредственный выход на земную поверхность и предназначенную для обслуживания подземных работ. В зависимости от назначения различают *главные и вспомогательные шахтные стволы.* Главный шахтный ствол предназначается в основном для подъема ископаемого на земную поверхность; часто он используется также для других целей. Вспомогательный шахтный ствол предназначается в основном для вспомогательных целей (для передвижения людей, подъема породы, спуска и подъема материалов и оборудования, а также для вентиляции [1] и водоотлива). В зависимости от основного назначения вспомогательные стволы именуются «вентиляционными», «закладочными» и т. д. Нижняя часть ствола шахты ниже уровня околоствольного двора называется *зумпфом* (подстволком).

Ввиду значительной стоимости проходки обычно отдельные стволы выполняют несколько функций.

Слепым стволом (см. рис. 20, *вг, де*) называют вертикальную подземную выработку, не имеющую непосредственного выхода на земную поверхность и предназначенную для передвижения людей, движения воздуха и спуска грузов с вышележащего горизонта на нижележащий или для подъема груза с нижележащего горизонта на вышележащий [2].

---

[1] При скиповом подъеме (см. ниже) отработанная струя воздуха обычно отводится на земную поверхность по стволу, выдающему уголь, а свежая струя подается по вспомогательному стволу.

[2] Слепой ствол, служащий для спуска груза, называют также гезенком.

Груз, спущенный тем или иным способом по слепому стволу *де* или поднятый по слепому стволу *вг* на горизонтальную выработку *иу*, транспортируется по ней к стволу шахты *аб*, по которому поднимается на земную поверхность.

Форма поперечного сечения шахтных стволов может быть *прямоугольной* (рис. 21, *а*), *круглой* (рис. 21, *б*), *эллиптической* (рис. 21, *в*) *и криволикой* (рис. 21, *г*).

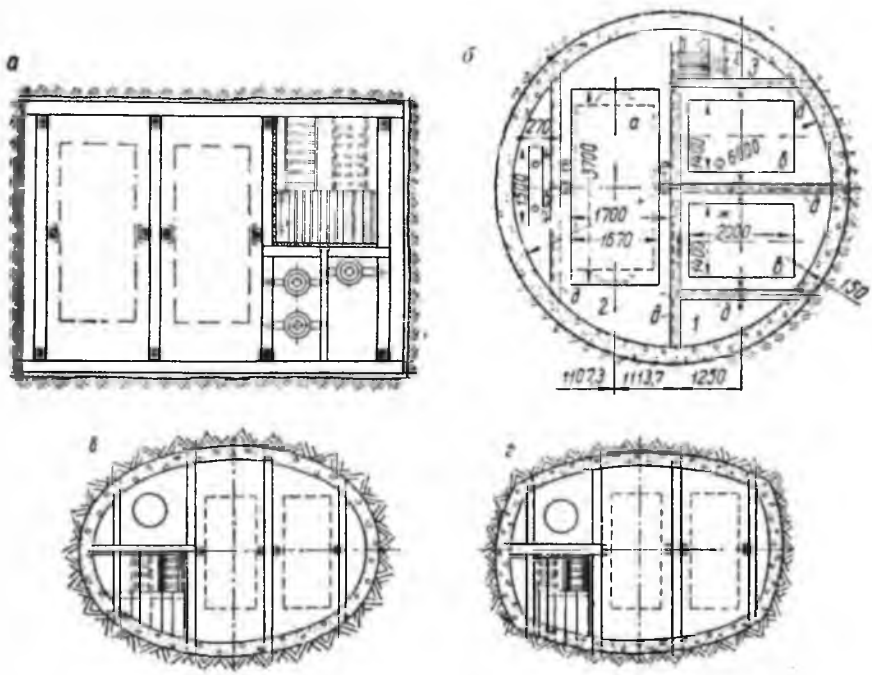


Рис. 21. Сечения шахтных стволов

Форма поперечного сечения стволов и материал, применяемый для их крепления, определяются в зависимости от крепости пород и срока существования шахты.

В СССР шахтные стволы обычно имеют круглую или прямоугольную форму поперечного сечения. Эллиптическую форму сечения ствола шахты применяют редко вследствие сложности проходки стволов такого сечения. Криволикую форму поперечного сечения обычно применяют при перекреплении прямоугольных стволов с целью замены деревянной крепи на каменную.

Как указывалось выше, каждый ствол выполняет несколько функций. Поэтому он по сечению делится на несколько отделений.

Например, на рис. 21, *б* показан ствол круглого сечения, имеющий три отделения: *1* — для двух скипов, предназначенных для подъема груза; *2* — для клети с противовесом, предназначенной для спуска людей, и *3* — для лестниц.

Для шахтных стволов круглого сечения в угольной промышленности СССР в настоящее время приняты типовые сечения диаметром от 4 до 8 *м* с округлением до 0,5 *м* (4; 4,5; 5 *м* и т. д. до 8 *м*).

§ 6. ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

К группе горизонтальных выработок относятся *штольни, квершлаги, штреки, орты, просеки.*

Обыкновенно большинство горизонтальных выработок проводится не строго горизонтально, а с незначительным уклоном (0,004—0,005) в сторону движения грузов для облегчения транспортировки грузов и стока воды.

Штольней называют горизонтальную горную выработку, имеющую непосредственный выход на земную поверхность и предназначенную для целей разведки или, при разработке месторождений, для транспортировки грузов, передвижения людей, доставки материалов, проветривания и водоотлива. Следовательно, в зависимости от своего назначения штольня может быть разведочной и эксплуатационной. В случае наличия нескольких штолен наиболее хорошо оборудованная называется главной, остальные — вспомогательными. При значительной длине штольня имеет сравнительно незначительное поперечное сечение.

Штольня может заменять вертикальный ствол шахты *ау* и имеет то преимущество перед последним, что при ней отпадает надобность в подъемной машине для подъема груза на земную поверхность и в механическом водоотливе, так как вода стекает по штольне к устью самотеком. Указанные преимущества штольни распространяются лишь на тот период, пока разрабатывается часть месторождения выше ее уровня (выше горизонта выработки *ик*).

Проведение штольни возможно только при соответствующем рельефе местности, т. е. лишь в склоне горы.

Штольня может быть проведена как под углом к простиранию пород (см. рис. 20), так и по простиранию. Первый случай возможен тогда, когда простирание пород примерно совпадает с направлением долины, из которой закладывается штольня. В случае же пересечения долиной пород вкрест простирания или диагонально к простиранию штольня проводится по простиранию пород и обычно непосредственно по полезному ископаемому.

Горизонтальная выработка, имеющая два выхода на земную поверхность и предназначенная для сообщения между двумя склонами горы, называется *тоннелем.*

Квершлагом (см. рис. 20, *уи, ук*) называется горизонтальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая под углом к простиранию пород и предназначенная для транспортировки грузов, передвижения людей, проветривания, стока воды и пр.

Штреком (см. рис. 20, *к, р, п, н, с, т, з, ж*) называется горизонтальная подземная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая при наклонном залегании месторождения по простиранию пород, а при горизонтальном залегании — в любом направлении и предназначенная для тех же целей, что и квершлаг.

Различают штреки главные и промежуточные; соответственно назначению — транспортные, вентиляционные и др.

Главным штреком называют штрек, проведенный на протяжении всего шахтного поля (см. § 78) до его границ и поддерживаемый в течение периода разработки той части шахтного поля для обслуживания которой он предназначен.

Транспортным главным штреком называют главный штрек, предназначенный в основном для транспортировки грузов.

Вентиляционным главным штреком называют главный штрек, предназначенный в основном для проветривания подземных выработок.

Промежуточными штреками называют штреки, проводимые между двумя главными штреками или между главным штреком и границей шахтного поля. Обычно штреки проводят по полезному ископаемому, но в целях сокращения расходов на поддержание их иногда проводят по пустой породе. Такие штреки называют *полевыми.*

В Донецком бассейне штреки часто называют *продольными.*

Просеками называют горизонтальные выработки, проводимые в толще полезного ископаемого без подрывки боковых пород и предназначенные для осуществления нарезных работ или для проветривания штреков в процессе их проведения.

Ортом (см. рис. 20, *пр*) называют горизонтальную подземную выработку, не имеющую непосредственного выхода на земную поверхность и проводимую в мощных пластах или жилах под углом к простиранию, т. е. не выходящую за пределы пласта или жилы.

Форма поперечного сечения горизонтальных выработок может быть *прямоугольной* (рис. 22, *а*), *трапециевидной* (рис. 22, *б*), *сводчатой* (рис. 22, *в*), *круглой, арочной* (рис. 22, *г*).

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяются размерами вагонеток, механизмов и локомотивов, применяемых для транспортировки грузов, зазорами между ними

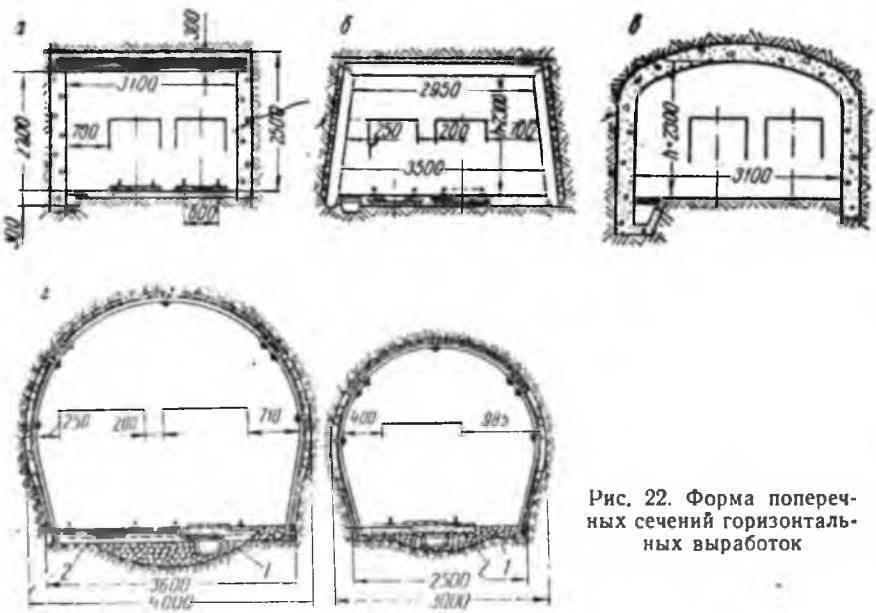


Рис. 22. Форма поперечных сечений горизонтальных выработок

и стенками выработки, устанавливаемыми Правилами технической эксплуатации, и проверяются по условиям проветривания.

§ 7. НАКЛОННЫЕ ВЫРАБОТКИ

Наклонные выработки могут быть проведены как по пустой породе, так и по полезному ископаемому. Как и выработки двух предыдущих групп, они могут иметь непосредственный выход на земную поверхность и могут не иметь его. К наклонным выработкам, имеющим выход на земную поверхность, относятся *наклонные шурфы, наклонные стволы шахт, наклонные штольни.*

Все перечисленные выработки имеют то же назначение и те же основные признаки, что и одноименные вертикальные или горизонтальные выработки, отличаясь от них лишь своим наклонным положением в пространстве. Наклонные шурфы и наклонные стволы разведочных шахт обычно проводят по полезному ископаемому, в чем заключается их преимущество по сравнению с вертикальными, так как в процессе проведения выработок добывается полезное ископаемое, которое подвергается изучению

и испытанию. К недостаткам наклонных разведочных выработок следует отнести то, что они не пересекают всю толщу покрывающих пород. Выбор между наклонной и вертикальной разведочной выработкой производится в зависимости от характера месторождения и задач, поставленных перед разведками.



Рис. 23. Наклонные шахтные стволы

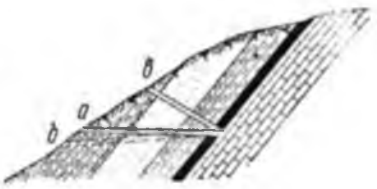


Рис. 24. Наклонная штольня и наклонный шахтный ствол:

а — штольня; *б* — наклонная штольня; *в* — наклонный шахтный ствол

Эксплуатационные наклонные стволы шахт, в зависимости от характера полезного ископаемого и толщи покрывающих пород, а также от общих условий разработки, могут закладываться как по полезному ископаемому (рис. 23, *а*), так и по пустой породе (рис. 23, *б*).

Различие между наклонным стволом и наклонной штольней (рис. 24) заключается в том, что первый проводится с падением, а вторая с подъемом. Иными словами, для удаления воды из наклонного ствола требуется применение механической энергии, а из наклонной штольни вода стекает самостоятельно благодаря имеющемуся уклону в сторону устья.

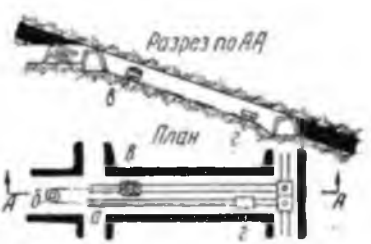


Рис. 25. Бремсберг

К числу наклонных выработок, не имеющих выхода на земную поверхность, относятся *бремсберги, скаты, уклоны, ходки, печи и сбойки.*

Бремсбергом (см. рис. 20, *жз* и рис. 25) называют наклонную подземную выработку, проведенную по полезному ископаемому и предназначенную для спуска грузов с вышележащего горизонта на нижележащий при помощи механических устройств.

На рис. 25 показана схема движения груженой и порожней вагонеток при помощи бремсбергового устройства: через шкив 5 с тормозным устройством перекинут канат *а*. К концу каната, находящемуся в верхней части бремсберга, прицепляется груженая вагонетка *в*, а к концу каната, находящемуся у нижнего

штрека, — порожняя вагонетка *г*. За счет развивающейся силы тяжести при спуске груженой вагонетки порожняя поднимается вверх.

В настоящее время бремсбергом обычно называют не только наклонную выработку, оборудованную бремсберговым устройством, но вообще наклонную выработку, по которой производится спуск груза при помощи того или иного механического устройства, например при помощи конвейера.

Уклоном (см. рис. 20, *ст*) называют подземную наклонную выработку, предназначенную для

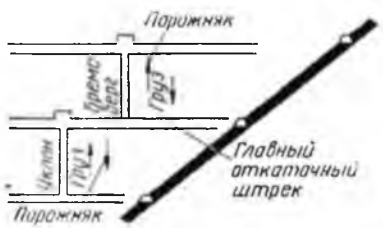


Рис. 26. Бремсберг и уклон



Рис. 27. Скат:
1 — грузовое отделение; *2* — ходовое отделение

подъема груза при помощи механических устройств с нижележащих горизонтов на вышележащие.

На рис. 26 показана схема движения груза и порожняка при доставке в вагонетках по бремсбергу и уклону.

Скатом (см. рис. 20, *кр* и рис. 27) называют подземную наклонную выработку, проведенную по полезному ископаемому и предназначенную для спуска груза с вышележащего горизонта на нижележащий под действием собственного веса.

Так как полезное ископаемое (или порода) может скатываться вниз под влиянием собственного веса только при определенном угле наклона, то скаты устраивают лишь при соответствующем угле падения залежи полезного ископаемого.

Ходком называют наклонную выработку, предназначенную обычно для передвижения людей, а иногда и для других целей. Обыкновенно ходки проводят рядом с другими наклонными выработками, так как Правилами безопасности запрещается передвижение людей по наклонным выработкам, по которым производится спуск или подъем грузов в вагонетках или скипах.

Иногда для уменьшения угла наклона, что может потребоваться по условиям транспорта, бремсберги и уклоны проводят

не строго по падению, а под острым углом к линии простирания. В таких случаях они называются *диагональными бремсбергами* и *уклонами*.

Бремсберги, уклоны, ходки и скаты могут проводиться также и по пустым породам. В этом случае они, как и штреки, называются полевыми.

Печью называется наклонная выработка, проводимая в толще полезного ископаемого по восстанию или по падению пласта. Печь, проведенную между двумя штреками и предназначенную для обеспечения начала очистных работ, называют *рассечной*, или *разрезной*.

Сбойкой называют подземную выработку (наклонную или горизонтальную), проводимую после вскрытия месторождения для осуществления сообщения между двумя соседними стволами, штольнями или горизонтами и для обеспечения проветривания.

Сбойку, проведенную для целей проветривания, называют *вентиляционной*.

Формы поперечного сечения наклонных выработок бывают такие же, как и горизонтальных выработок.

В угольной промышленности Советского Союза разработаны типовые сечения горизонтальных и наклонных выработок применительно к различным видам крепи и средств транспортировки.

При разработке рудных месторождений наклонные выработки, не имеющие выхода на земную поверхность, проведенные как по полезному ископаемому, так и по пустой породе и предназначенные для спуска груза сверху вниз под влиянием собственного веса, называют обычно *восстающими*.

§ 8. КАМЕРЫ И ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

Камерой называют подземную горную выработку, имеющую значительные поперечные размеры по сравнению с длиной. Камеры, предназначенные для установки машин, хранения запасного оборудования, инструментов и материалов, а также для хозяйственных, санитарных и ремонтных целей, называют служебными.

Камеры, образующиеся в результате очистных работ, называют очистными.

К числу служебных камер относятся: *сопряжение околоствольного двора со стволом, насосная и машинные камеры, склад взрывчатых веществ, электровозное депо, камера для ожидания, медпункт, диспетчерская, камера для противопожарного поезда*.

Околоствольный двор устраивается на той глубине от земной поверхности, с которой предполагается выдавать полезное

ископаемое, и представляет собой совокупность выработок около шахтного ствола, предназначенных для обслуживания подземного хозяйства и соединяющих ствол (или стволы) с главными откаточными или вентиляционными выработками.

Сопряжением околоствольного двора со стволом называют камеру, примыкающую непосредственно к стволу шахты (см.

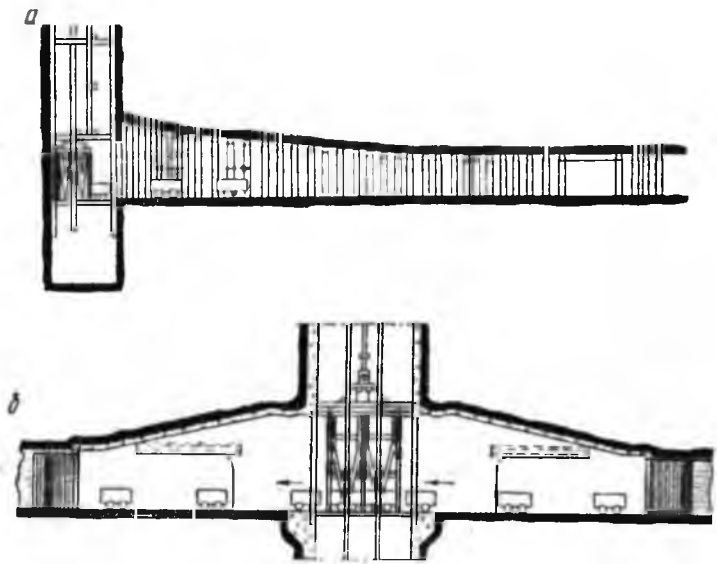


Рис. 28. Сопряжение шахтного ствола с околоствольным двором

рис. 20, *у*), в которой производятся все операции по погрузке и разгрузке движущихся по стволу подъемных клетей или скипов.

При подъеме груза в клетях в околоствольном дворе производится расцепка прибывающих груженых составов, погрузка в клеть отдельных груженых вагонов, выгрузка из клети порожних вагонов, составление порожних составов и отправка их к пунктам погрузки.

При подъеме груза в скипах в околоствольном дворе, кроме маневровой работы электровоза, производится разгрузка вагонеток в *скиповой бункер* или непосредственно в *скип*.

В зависимости от производственной мощности шахты околоствольные дворы бывают *односторонние* (рис. 28, *а*), при которых порожняк выгружается из клети в ту же сторону от ствола, откуда подается груз, и *двусторонние* (рис. 28, *б*), при которых порожняк выходит из клети в сторону, противоположную ее загрузке.

В зависимости от схемы движения в околоствольном дворе и геологических условий конфигурация двора (рис. 29) может быть различной.

Насосная камера обычно устраивается в районе околоствольного двора (рис. 29, *7*), недалеко от ствола, в котором устанавливаются *водоотливные трубы.*

К насосной камере примыкает *водосборник* (выработка или группа выработок), куда стекает вода из выработок шахты, соединяющийся с камерой *вертикальными колодцами,* в которые опускают всасывающие трубы насосов. Для предотвращения затопления подземных выработок водосборник устраивают на 3—4 *м* ниже уровня околоствольного двора с таким расчетом, чтобы глубина всасывания воды насосом не превышала 5,5 *м.*

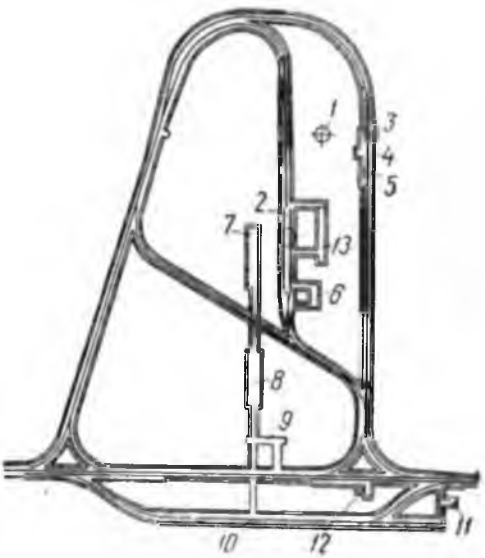


Рис. 29. Схема околоствольного двора:
1 — главный ствол; *2* — вспомогательный ствол; *3* — опрокидыватель; *4* — толкатель; *5* — весы; *6* — медпункт; *7* — насосная камера; *8* — электроподстанция; *9* — противопожарная камера; *10* — электровозное депо; *11* — кладовая; *12* — камера диспетчера; *13* — камера для ожидания

Машинные камеры предназначены для установки различных стационарных машин, например подъемных лебедок возле уклонов, для устройства электрических подстанций (рис. 29, *8*) и пр.

Электровозное депо, или *гараж* — камера, предназначенная для ремонта, осмотра и стоянки электровозов. При откатке аккумуляторными электровозами в депо производится также зарядка аккумуляторных батарей.

В камере для ожидания (рис. 29, *13*) рабочие, выходящие на работу, ожидают состав, предназначенный для доставки их к месту работ, а рабочие, закончившие работу, ожидают подъема. Камеры для ожидания оборудуются скамейками для сидения.

Медпункт (рис. 29, *6*) — камера, в которой пострадавшему или заболевшему рабочему подается первая медицинская помощь. Медпункт оборудован необходимыми средствами и обслуживается медицинским персоналом.

Камера диспетчера (рис. 29, *12*) находится вблизи главной откаточной выработки. В этой камере обычно устанавливается подземный телефонный коммутатор и сконцентрировано все управление подземной сигнализацией и движением в районе околоствольного двора.

Камеру для стоянки противопожарного поезда и хранения противопожарных материалов устраивают в околоствольном дворе на расширении откаточной однопутевой выработки в месте, удобном для быстрой, без излишних маневров отправки поезда в любые пункты шахты.

Подземный склад взрывчатых веществ устраивают для хранения взрывчатых материалов на всех шахтах, где производятся взрывные работы.

§ 9. ОТКРЫТЫЕ ВЫРАБОТКИ

Открытые работы применяют в тех случаях, когда полезное ископаемое выходит непосредственно на поверхность земли или же залегает близко к последней и удаление покрывающих его наносов экономически более выгодно, чем проведение подземных выработок.



Рис. 30. Схема карьера

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом производится карьерами.

Карьером (разрезом), рис. 30, называют совокупность горных выработок, оборудованных для добывания полезных ископаемых открытыми горными работами и входящих в состав самостоятельной производственно-хозяйственной единицы горного предприятия. Карьер имеет значительную длину и ширину при сравнительно небольшой глубине, хотя последняя может достигать 200 и более метров. Иногда, в зависимости от характера добываемого полезного ископаемого, карьер приобретает специальное название, например каменоломня — при добыче строительного камня, хотя обычно все же сохраняется общий термин карьер. Карьер, в котором добывают уголь, называют иногда разрезом.

К открытым выработкам, кроме карьеров, относятся канава и траншея.

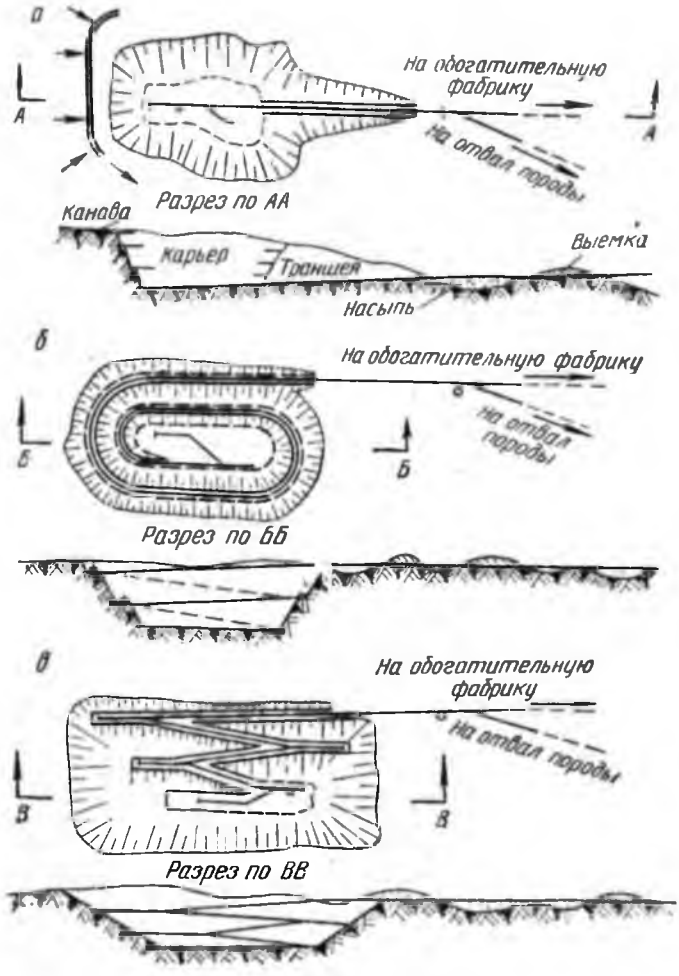


Рис. 31. Траншеи

Канавой называют разведочную выработку, имеющую при значительной длине небольшую глубину и ширину.

Траншеей называют открытую горную выработку значительной длины (по сравнению с шириной и глубиной), обычно трапециевидного поперечного сечения, которую проводят с целью вскрытия месторождения полезного ископаемого (либо отдельного горизонта карьера) или для подготовки последнего к очистной выемке, а также для специальных целей: отвода воды, устройства железнодорожных путей и т. п.

Траншея может быть *прямой* (рис. 31, *а*), *спиральной* (рис. 31, *б*), продольная ось у которой образует спираль, и *тупиковой* (рис. 31, *в*).

§ 10. БУРОВЫЕ СКВАЖИНЫ

Буровыми скважинами называют выработки круглого сечения, имеющие незначительный диаметр по сравнению с длиной, проводимые способом бурения. Буровые скважины служат для разведочных целей и эксплуатации месторождений жидких и газообразных полезных ископаемых.

Диаметр скважин может колебаться от 20 *мм* до 1 *м* и больше.

Глубина скважин зависит от их назначения и геологических условий района, в котором производится бурение.

Буровые скважины могут проводиться как с поверхности земли, так и из подземных выработок и могут иметь вертикальное, горизонтальное или наклонное направление.

Иногда скважины большого диаметра бурят для целей проветривания подземных выработок, а при небольшой глубине разработки также для прокладки по ним водоотливных труб и электрических кабелей и других целей.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое горная выработка?
2. Какие существуют разновидности горных выработок?
3. Перечислите все вертикальные, горизонтальные и наклонные выработки и дайте их определение.
4. Какие применяются формы поперечного сечения вертикальных, горизонтальных и наклонных горных выработок? Начертите их.
5. Что такое околоствольный двор и служебные камеры?
6. Перечислите камеры околоствольного двора.
7. Какие существуют открытые горные выработки?

Глава II

ГОРНЫЕ РАБОТЫ И ГОРНЫЕ МАШИНЫ

§ 11. ПОНЯТИЕ О ГОРНЫХ РАБОТАХ

Горными работами называют, как указывалось выше, такие работы, которые необходимо произвести для выемки полезного ископаемого или для подготовки его к выемке.

В зависимости от способа производства горных работ отделение породы может быть осуществлено при помощи инструмента и без инструмента (взрывные, гидравлические и огневые работы). В последнем случае имеется в виду, что без инструмента совершается лишь непосредственное отделение породы в забое, но для этого предварительно требуется произвести некоторую подготовительную работу с использованием того или иного инструмента или механизма. Например, при взрывных работах буром пробуривают скважину, а раздробление и отделение породы от массива производятся силой взрыва взрывчатого вещества, заложенного в скважину.

Горные работы могут быть разделены на ручные, производимые при помощи тех или иных ручных инструментов, и машинные, производимые механизмами.

Ручные горные работы в настоящее время применяют главным образом в качестве вспомогательных. Обычно они носят название, производное от применяемых инструментов: лопатные, кайловые, кирковые и клиновые.

При производстве горных работ в подземных выработках современных механизированных шахт СССР применяют почти исключительно электрические и пневматические механизмы, причем в угольных шахтах более распространенным видом энергии является электрическая. Сжатый воздух как источник энергии, имея ряд преимуществ по сравнению с электричеством, применяется реже вследствие более высокой стоимости (раз в 6—8 по сравнению с электроэнергией), большей сложности канализации к месту работ и больших потерь. Коэффициент полезного

действия пневматических машин равен 0,12—0,15, тогда как у электрических он достигает 0,75—0,80.

Преимуществами пневматической энергии являются безопасность в отношении возможности взрыва рудничного газа и угольной пыли и меньшая опасность для рабочих, обслуживающих машины.

К гидравлическим относятся такие горные работы, при которых отделение части добываемой породы от общей массы производится за счет использования химических и физических свойств воды или ее динамической силы при истечении струи с определенным напором и скоростью. Химические свойства воды — способность растворять минеральные вещества — обычно используются при добыче солей, которые в ней растворяются, а затем вода выпаривается. Физические свойства воды ранее использовались при добывании монолитов (больших глыб породы). В этом случае пользовались свойством воды расширяться при замерзании.

При горных работах наибольшее распространение получило использование динамической силы воды. В этом случае, направляя на забой сильную струю воды, производят отрыв части породы от общей массы, размельчение ее и транспортировку в размытом и разжиженном состоянии к определенному пункту.

Этот способ получает все большее распространение на открытых и подземных работах.

Огневые работы в древние и средние века являлись единственным способом добычи крепких руд. Заключались они в том, что порода, будучи в забое накаленной при помощи открытого пламени, растрескивалась и осыпалась, а частично отбивалась при помощи кайлы или клина. Этот способ заменен взрывными работами и сохранился лишь при проведении разведочных канав и шурфов в районах вечной мерзлоты для оттаивания пород.

В настоящее время разрушение пород путем нагревания используется при так называемом *термическом бурении* скважин в крепких скальных породах.

Последние годы научно-исследовательские институты и отдельные исследователи работают над созданием новых методов разрушения пород, основанных на использовании различных физических проявлений: разрушение в быстропеременных электромагнитных полях (*электрофизический метод*), использование *электрогидравлического эффекта и ультразвука* и др.

Исследования б. ВУГИ[1], предложившего и разработавшего электрофизический метод, показали, что под воздействием быст-

[1] А. В. Варзин. Разработка электрофизических методов разрушения углей и горных пород. Углетехиздат, 1947.

роперемешных электромагнитных полей крепость горных пород снижается в 2—4 раза или они распадаются на части.

Скорость разрушения увеличивается, а удельный расход электроэнергии уменьшается с увеличением крепости пород.

Электрогидравлическим эффектом называют явление, возникающее при создании внутри некоторого объема жидкости импульсного высоковольтного электрического разряда. В зоне этого разряда развивается весьма высокое давление, которое может быть использовано для практических целей, в частности для разрушения горных пород.

В настоящее время ведутся работы по использованию электрогидравлического эффекта при бурении скважин.

Ультразвуком называют упругие колебания и волны, частоты которых превышают 15 000—20 000 *гц*. Разрушение горных пород при помощи ультразвука основано на нарушении внутренних сил сцепления.

§ 12. СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Правильный выбор способа ведения горных работ в первую очередь зависит от *степени добываемости* горных пород, под которой понимают то сопротивление, которое горные породы оказывают отделению некоторой части их от общей массы. Различают следующие основные свойства горных пород: 1) *твердость*, т. е. сопротивление проникновению острия инструмента; 2) *вязкость*, т. е. сопротивление всей массы горной породы отделению от нее отдельных кусков, иными словами, способность выдерживать значительные пластические деформации до момента разрушения; 3) *упругость*, т. е. сопротивление удару, которое проявляется в отскакивании инструмента. По степени добываемости все породы можно разделить на следующие пять групп: 1) *рыхлые и сыпучие;* 2) *мягкие;* 3) *ломкие;* 4) *крепкие;* 5) *весьма крепкие.*

Рыхлые и сыпучие горные породы (песок, растительная земля, торф) состоят из отдельных, не связанных между собой или связанных весьма слабо частиц. Некоторые породы этой группы (например, тонкозернистый песок с глиной), насыщенные водой, становятся плывучими и носят название *плывунов.* При пересечении их горными выработками создаются значительные затруднения в работе.

Мягкие горные породы (глина) хотя и состоят из отдельных частиц, связанных между собой, но легко поддаются проникновению в них инструмента и не оказывают значительного сопротивления при отделении частиц породы от общей массы.

Ломкие горные породы (сланец, известняк, песчаник, каменный уголь и пр.), обладая значительной твердостью, сравни-

тельно легко раздробляются и отделяются от общей массы по многочисленным трещинам.

Крепкие горные породы (крепкий песчаник, гранит, магнитный железняк и пр.) оказывают значительное сопротивление проникновению в них инструмента и отделению кусков от общей массы.

Весьма крепкие горные породы (кварциты, диабазы, порфиры и пр.) оказывают в высшей степени значительное сопротивление проникновению в них инструмента и отделению кусков от общей массы.

Для отнесения пород в одну из трех последних групп не имеется строго фиксированных признаков; поэтому указанная классификация страдает известной субъективностью, тем более, что свойства даже одних и тех же пород могут изменяться в зависимости от их строения (*трещиноватость, слоистость*) и состояния (*выветрелость*).

Проф. М. М. Протодьяконов предложил классифицировать породы по степени их крепости (табл. 1, графа 6).

Таблица 1

Классификация горных пород для горнопроходческих работ на предприятиях угольной промышленности

Категория пород по крепости	Способ разработки	Наименование горных пород	Средний вес 1 $м^3$ породы в плотном теле, $кГ$	Коэффициент разрыхления	Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова	Угол внутреннего трения φ
Внекатегорная	Взрывной	Кварциты исключительно крепкие; джеспилиты, габбродиабаз, габбродиорит. Порфириты исключительно крепкие	2900	2,2	20—25	87°08′
		Базальт оливиновый, андезит, роговик, диабаз, диорит высшей крепости. Гранит мелкозернистый весьма крепкий	3100—3300	2,2	17—18	86°11′
		Кремень. Сливные кварцитовидные песчаники исключительной крепости, окремненные известняки высшей крепости . . .	3000	2,2	15—16	—

Продолжение табл. 1

Категория пород по крепости	Способ разработки	Наименование горных пород	Средний вес 1 $м^3$ породы в плотном теле, $кГ$	Коэффициент разрыхления	Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова	Угол внутреннего трения φ
I	Взрывной	Среднезернистые граниты, кварцитовые сливные песчаники, кварциты, диабазы, гнейсы крепкие, порфирит, трахит крепкий, сиенит	2700—3000	2,2	12—14	84°18′
		Мелкозернистые монолитные окварцованные песчаники. Сливные известняки исключительной крепости. Мрамор исключительно крепкий	2700—2900	2,2	10—11	—
II	Взрывной	Конгломерат крепкий на известковом цементе. Песчаники крепкие на кварцевом цементе. Колчеданы крепкие, доломиты и известняки	2700—2900	2,0	8—9	81°18′
		Змеевик, гранит и сиенит крупнозернистые	2600—2800	2,0	7	82°15′
III	Взрывной	Крепкие аргиллиты и алевролиты, песчано-глинистые сланцы, сидерит, магнезит, змеевик отальк-ованный, известняк плотный	2800	2,0	6	80°32′
		Граниты, гнейсы, сиениты и прочие массивные и изверженные породы, сильно минерализованные или выветрившиеся	2500	2,0	5	78°41′
		Известняк мергелистый, песчаник глинистый, сланец слюдистый, доломиты . .	2200—2300	2,0	4—5	75°58′
IV	Взрывной и отбойными молотками	Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный мергель, слабые песчанистые сланцы, слабые известняки и доломиты	—	—	—	71°34′
		Антрацит, крепкий каменный уголь, конгломерат и песчаник — слабые, алевролит и аргиллит средней крепости	1400—1500	1,8	2	63°26′

Продолжение табл. 1

Категория пород по крепости	Способ разработки	Наименование горных пород	Средний вес 1 $м^3$ породы в плотном теле, $кГ$	Коэффициент разрыхления	Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова	Угол внутреннего трения φ
V	Взрывной и отбойными молотками	Слабые глинистые сланцы, опока крепкая, очень слабые выветрившиеся известняки и доломиты, каменный уголь средней крепости, крепкий бурый уголь	1400—2000	1,4	1,5—2,0	63°26′
		Плотные карбонатные глины, мел плотный, мергель средней крепости, гипс, крепкая каменная соль	1900—2600	1,8	1,5	63°26′
VI	Отбойными молотками	Каменный уголь мягкий, отвердевший лёсс, мергель мягкий, мягкая опока . .				
		Бурый уголь, карбонатная глина, трепел, мягкая каменная соль, пористый гипс	—	—	—	45°00′
		Тяжелая ломовая глина, моренный суглинок, жирная глина и тяжелый суглинок, содержащий до 10% гальки или хряща; мелоподобные слабые породы (мергель, опоки и др.)	—	1,4	—	45°00′
		Сцементировавшийся строительный мусор . .	1200—1950	1,8	1,0—1,5	45°00′
VII	Вручную	Легкая глина, суглинки, супески, лёсс, галечник, гравий, щебень	1600—1800	1,8	0,9	38°40′
		Песок, песок-плывун, почвенный слой	1500	—	0,6	30°50′
		Рыхлый известковый туф, туф и другие слабые породы	1100	—	0,4	30°58′

Каждая порода характеризуется коэффициентом крепости[1], который может быть определен как путем лабораторных испы-

[1] Коэффициент крепости f численно равен временному сопротивлению пород на сжатие $\sigma_{сж}$, деленному на 100: $f = \frac{\sigma_{сж}}{100}$.

таний, так и путем испытаний, производимых непосредственно в забое.

В ряде промышленных районов существуют свои классификации горных пород. Так, например, каменноугольные пласты в Донбассе делят по крепости на пять категорий по расходу зубков врубовой машины на 1 $м^2$ зарубки; при отбойке угля отбойными молотками — на три категории.

В Кривом Роге все породы делят на 20 категорий крепости, исходя из скорости бурения шпуров при определенных условиях.

В золотодобывающей промышленности породы делят на 11 категорий в зависимости от скорости бурения в них шпуров глубиной 1 *м*.

В горнопроходческой практике и в некоторых нормировочниках пользуются относительной шкалой крепости пород Шахтостроя (табл. 1, графы 1 и 2).

Так как буровзрывные работы в горном деле применяют весьма широко, а рядом исследований установлено отсутствие прямой зависимости между крепостью, буримостью и взрываемостью пород, то Институт горного дела Академии наук СССР разработал единую классификацию горных пород по буримости и взрываемости.

В этой классификации буримость пород характеризуется скоростью бурения в миллиметрах пробуренного шпура в минуту чистого времени бурения и временем чистого бурения 1 *м* шпура в минутах. Взрываемость характеризуется расходом в килограммах аммонита № 2 на 1 $м^3$ породы в массиве и количеством метров шпуров, приходящихся на 1 $м^3$ взорванной породы в массиве.

§ 13. РУЧНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Ручные горные работы могут быть *лопатные, кайловые, кирковые* и *клиновые*. Все они в настоящее время применяются в СССР сравнительно редко.

Лопатная работа может применяться как в качестве самостоятельной, так и вспомогательной. В первом случае при помощи лопаты производится отделение породы от общей массы (собственно копание) и перемещение отделенной породы на то или иное расстояние; во втором — сохраняется лишь последняя операция, например погрузка породы или полезного ископаемого, разрыхленных взрывом.

В качестве самостоятельной лопатная работа применяется в породах рыхлых и мягких, а как вспомогательная — при породах любой крепости.

При самостоятельной лопатной работе применяют общеизвестные инструменты — *лопату* и *заступ*.

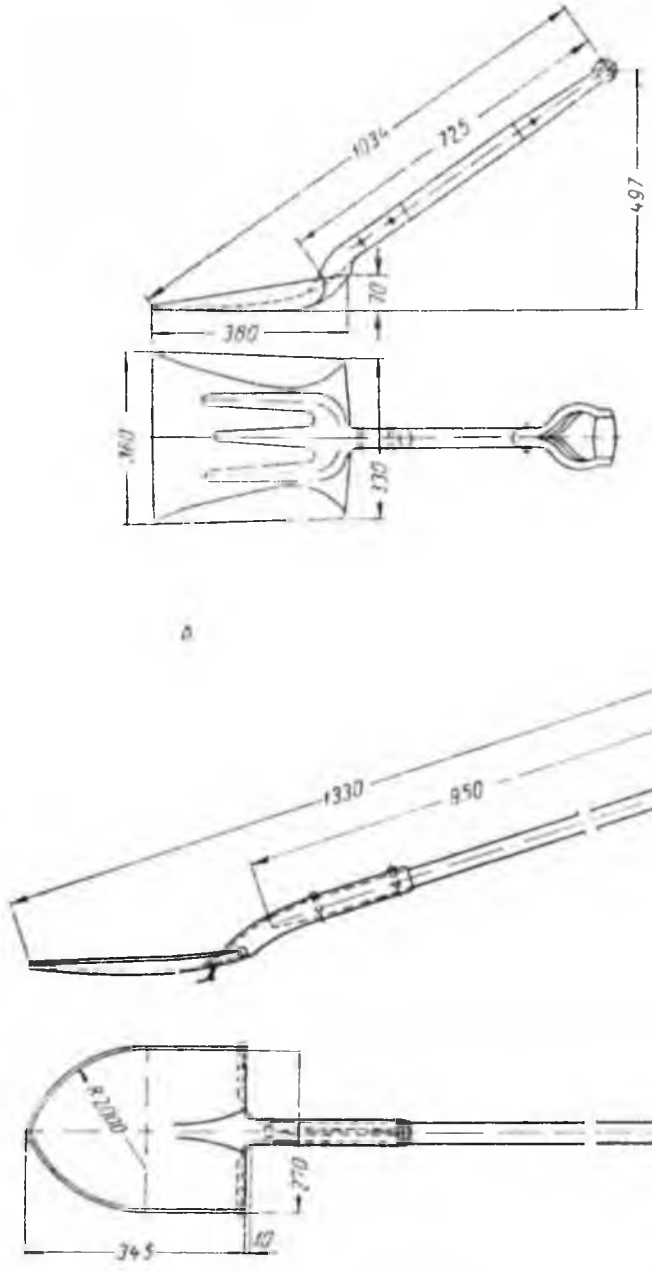


Рис. 32. Погрузочные лопаты

При вспомогательной лопатной работе применяют специальные погрузочные лопаты, причем для уборки угля применяют лопаты с лопастями прямоугольной формы и с загнутыми по бокам краями — *угольная лопата* (рис. 32, *а*), а для уборки взорванной породы — с лопастью закругленной формы — ***породная лопата*** (рис. 32, *б*).

При погрузке производительность лопатных работ в основном зависит от высоты и дальности броска, равномерности измельчения породы и шероховатости почвы выработки.

Кайловую работу применяют как самостоятельную для отбойки в породах мягких и ломких, а как вспомогательную — в тех же породах для производства вруба и в любых породах для разборки их после взрыва.



Рис. 33. Кайлы:
1 — зубок; *2* — обушок; *3* — лопасть; *4* — проушина; *5* — клин

При самостоятельной кайловой работе рабочий загоняет в породу или в трещины в ней острие инструмента и затем, действуя кайлой как рычагом, отламывает куски больших или меньших размеров.

Для облегчения работы кайлой обычно, прежде чем приступить к отбойке породы, делают горизонтальный, вертикальный или наклонный *вруб*, т. е. щель глубиной 0,5—0,75 *м*.

Кайлы бывают *простые односторонние* (рис. 33, *а*), *двусторонние*, (рис. 33, *б*), *составные односторонние* со вставным *острием* (рис. 33, *в*) и *двусторонние* (рис. 33, *г*) со вставной *лопастью*.

Простая кайла конструктивно проще составной и прочнее, поэтому ее обычно применяют при работе в породах более крепких, например для разборки породы при проведении горных выработок. Преимущество составных кайл заключается в том, что при затуплении острия или лопасти последние легко могут быть

заменены. Составные кайлы применяли главным образом при работах по углю.

В большинстве угольных районов СССР односторонняя составная кайла со вставным острием носит название *обушка*, а вставное острие — *зубка*.

При производстве вруба кайлой не следует допускать глубину его больше длины рукоятки, так как при большей глубине руки рабочего, а в некоторых случаях и голова подвергаются опасности быть придавленными углем, который может внезапно обрушиться в подрубленной части забоя.

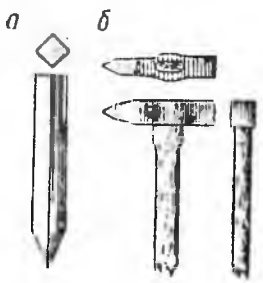


Рис. 34. Кирка

Кирковую работу до введения взрывных работ применяли для добычи пород по степени добываемости 4-й и 5-й групп. В настоящее время она сохранилась лишь для взятия проб при опробовании рудных месторождений полезных ископаемых.

Инструментами при кирковой работе являются *кирка без рукоятки* (рис. 34, *а*) и *с рукояткой* (рис. 34, *б*) и *молоток*.

Работа киркой заключается в том, что острие кирки приставляется к забою, а по противоположному концу ее наносятся удары молотком, вследствие чего скалываются куски породы.

Клиновую работу как самостоятельную применяли в породах 2-й и 3-й групп. Инструментами при клиновой работе являются: *клин, поддир, тяжелый молоток (балда)* и *лом*.

При клиновой работе клин ударами балды загонялся в трещину в породе с таким расчетом, чтобы при расширении этой трещины под действием клина произошло откалывание кусков породы. Аналогично действуют и ломом, с той лишь разницей, что, загнав лом в трещину на некоторую глубину, им действуют как рычагом.

Лом иногда служит и для вспомогательной работы, например при разборке породы после взрыва.

Поддиром называют длинный клин круглого сечения. Его применяют для скалывания выступающих глыб породы при проведении и ремонте горных выработок.

§ 14. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Основой быстрого развития горной промышленности явилась механизация основных и трудоемких производственных процессов, которая проводилась в СССР принципиально на других основах, чем в капиталистических странах.

В капиталистических странах механизация рассматривается исключительно с точки зрения обеспечения максимальной прибыли капиталистов.

В Советском Союзе механизация трудоемких процессов является средством экономии общественного труда, улучшения и облегчения его и обеспечения постоянно растущих материальных и культурных потребностей трудящихся путем непрерывного роста и совершенствования социалистического производства на базе высшей техники.

Механизация трудоемких процессов являлась и является основным принципом технической реконструкции горнодобывающей промышленности Советского Союза с самых первых шагов социалистического строительства.

За первые четыре пятилетки (до 1950 г.) в горной промышленности были широко механизированы трудоемкие процессы и создана мощная машиностроительная база.

Значение механизации при разработке угольных месторождений подчеркивалось в директивах XIX съезда партии по пятому пятилетнему плану развития СССР на 1951—1955 гг.

«Шире внедрять новейшие горные машины и механизмы для комплексной механизации, дальнейшего технического перевооружения угольной промышленности и обеспечения роста производительности труда. Всемерно развивать механизацию наиболее трудоемких процессов добычи угля и в первую очередь навалки угля в лавах, погрузки угля и породы при прохождении подготовительных выработок, а также шире внедрять механизированные способы крепления лав».[1]

В настоящее время в шахтах Советского Союза фактически завершена механизация зарубки, отбойки, доставки и погрузки в железнодорожные вагоны. Достигнуты также серьезные успехи в механизации навалки угля в очистных забоях и погрузки угля и породы в забоях подготовительных выработок.

Дальнейшее развитие угледобычи в Советском Союзе базируется на полной и комплексной механизации всех процессов, начиная от подземных работ и кончая погрузкой добытого угля в железнодорожные вагоны на поверхности. При этом производительность отдельных механизмов и организация их работы должны быть так увязаны между собой, чтобы ни одно промежуточное звено не лимитировало работы остальных звеньев.

Новая техника, получившая широкое применение на шахтах Советского Союза, создала предпосылки для дальнейшего развития механизации и перехода к ее высшей ступени — автоматизации процессов добычи угля. Наряду с механизацией автома-

[1] Директивы XIX съезда партии по пятому пятилетнему плану развития СССР на 1951—1955 годы. Госполитиздат, 1953, стр. 8.

тизация является важнейшим средством повышения производительности и безопасности труда.

На многих шахтах Советского Союза уже осуществлено дистанционное управление конвейерными линиями, вентиляторными установками и лебедками. В промышленных масштабах внедряется автоматическое управление водоотливными и подъемными установками, конвейерными линиями и другими механизмами. По решению XXI съезда КПСС большие работы ведутся по созданию технических средств для полной комплексной механизации и автоматического управления технологическими процессами в горной промышленности. Особое внимание обращается на применение угледобывающих комплексов при подземных работах и гидравлического способа добычи и транспортировки.

§ 15. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН

Горными машинами называют машины, предназначенные для добывания, погрузки и транспортировки горных пород, а также для возведения крепи или производства закладки. Наименование горной машины обычно содержит в себе название той операции, для механизации которой она предназначена, например: «врубовая машина», «погрузочная машина» и т. п.

Каждая из горных машин выполняет одну или несколько из указанных операций. В последнем случае их называют *комбинированными горными машинами*, например: *врубово-отбойные, врубово-погрузочные* и т. п. Комбинированные горные машины, обеспечивающие отделение угля (или породы) от забоя и погрузку его на забойное транспортирующее устройство, называют *горными комбайнами.*

Общепризнанной классификации горных машин нет. На рис. 35 приведена схема классификации горных машин, предложенная Комитетом технической терминологии АН СССР, по которой все они делятся на три основные группы:

1) машины для добывания горных пород;
2) погрузочно-транспортные машины и
3) машины для возведения крепи и производства закладки.

Горные машины работают в специфических условиях, характеризующихся переменной крепостью угля или прослойков породы; стесненностью рабочего пространства; необходимостью перемещения в процессе работы вдоль забоя; работой в атмосфере, содержащей рудничный газ и угольную пыль, которые могут взорваться при появлении искры. Не исключена также возможность обрушения на машину кусков угля или породы больших или меньших размеров.

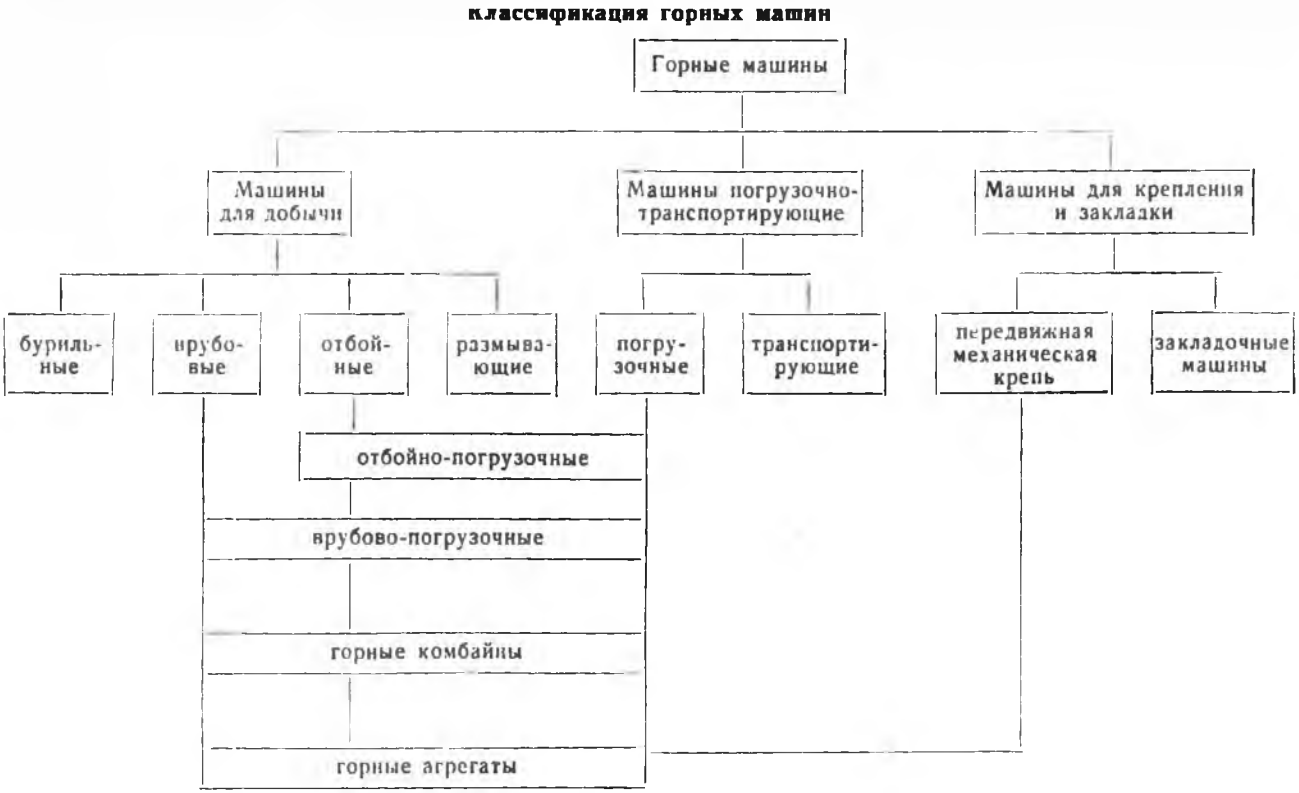


Рис. 35. Общая схема классификации горных машин, предложенная Комитетом технической терминологии АН СССР

Эти условия вызывают необходимость предъявлять к горным машинам ряд особых требований, которые в основном сводятся к следующему:

повышенная прочность основных частей и необходимость наличия специальных механических и электрических устройств для предупреждения поломок при перегрузке в связи с изменяющимися крепостью и строением пласта, а также наличием в нем твердых включений;

большая прочность корпуса машины и герметичность корпусов двигателя и контроллера;

взрывобезопасная с точки зрения взрыва газа или угольной пыли электрическая часть;

наличие механизма подачи, обеспечивающего продвижение машины вдоль забоя;

при работе в тонких пластах незначительные габариты по высоте и т. д.

По роду энергии горные машины могут иметь *электрический* или *пневматический привод*. До последнего времени в СССР выпускали главным образом горные машины с электрическим приводом, так как электрическая энергия дешевле пневматической и ее проще подвести к месту работ. Исключение составляли бурильные машины, предназначенные для бурения в крепких породах, которые отечественными заводами выпускаются исключительно пневматическими.

Пневматическая энергия имеет преимущества перед электрической с точки зрения борьбы со *взрывами рудничного газа и угольной пыли*. Поэтому в шахтах с особо сильным выделением метана электрический ток целесообразно заменять сжатым воздухом. В связи с этим в Советском Союзе начали выпускать горные машины с пневматическим приводом — комбайны для маломощных крутых пластов, погрузочные машины и др.

Для подземных установок применяют специальные виды электрооборудования: *рудничное нормальное* (РН), *повышенной надежности* (РП) и *взрывобезопасное* (РВ).

В шахтах, опасных по газу или пыли, для передвижных установок следует применять только рудничное взрывобезопасное электрооборудование.

В настоящей главе рассматриваются основные типы важнейших горных машин и принципы их действия. Организация работ при применении тех или иных машин излагается в соответствующих разделах.

Горные машины рассматриваются в последовательности, соответствующей технологической схеме производственного про-

цесса, — *зарубка, отбойка, навалка* и *погрузка* добытого полезного ископаемого и пустой породы.

Ввиду широкого применения в горном деле буровзрывных работ они выделены в самостоятельную главу.

§ 16. ВРУБОВЫЕ МАШИНЫ

Общие сведения

Врубовые машины предназначены для производства вруба (врубовой щели) в угольном пласте. Применяют их также при добыче других полезных ископаемых: каменной соли, калийных солей, талькового камня, артикских туфов, ракушечных известняков и пр.

Основные части врубовой машины (рис. 36): *двигатель 1, подающая часть 2, режущая часть 3, исполнительный орган (бар) 4 с режущей цепью 5.*

По роду энергии врубовые машины могут быть с пневматическим и электрическим приводом. В СССР распространены последние.

Различают врубовые машины, предназначенные для работы в очистных забоях и в подготовительных забоях.[1]

Режущий исполнительный механизм машин, предназначенных для работы в длинных забоях, может поворачиваться в горизонтальной плоскости относительно корпуса на угол, несколько больший 180°, причем во время зарубки, после введения в полезное ископаемое, он закрепляется под углом 85° к оси машины и плоскости забоя.

Исполнительный орган врубовых машин

По конструкции исполнительного органа режущие врубовые машины могут быть разделены на три типа: *дисковые, штанговые и цепные.* Первые два типа утратили свое значение. Исполнительный орган цепных врубовых машин называется баром и состоит из *рамы бара с направляющим утюгом и режущей цепи.*

Режущая цепь бара может состоять из *однозубковых 1, двухзубковых 2* кулачков или из комбинации тех и других (рис. 37). Кулачки шарнирно соединяются один с другим при помощи *планок 3* и *заклепок 4*. Кулачки имеют гнезда, в которые вставляют *режущие зубки 5*, закрепляемые *стопорными болтами 6.*

[1] В Советском Союзе машины второго типа, за исключением незначительного применения машин ВТУ-1, распространения не получили, так как механизация проведения подготовительных выработок основана у нас на применении проходческих комбайнов, а узкие очистные забои у нас пока распространения не получили.

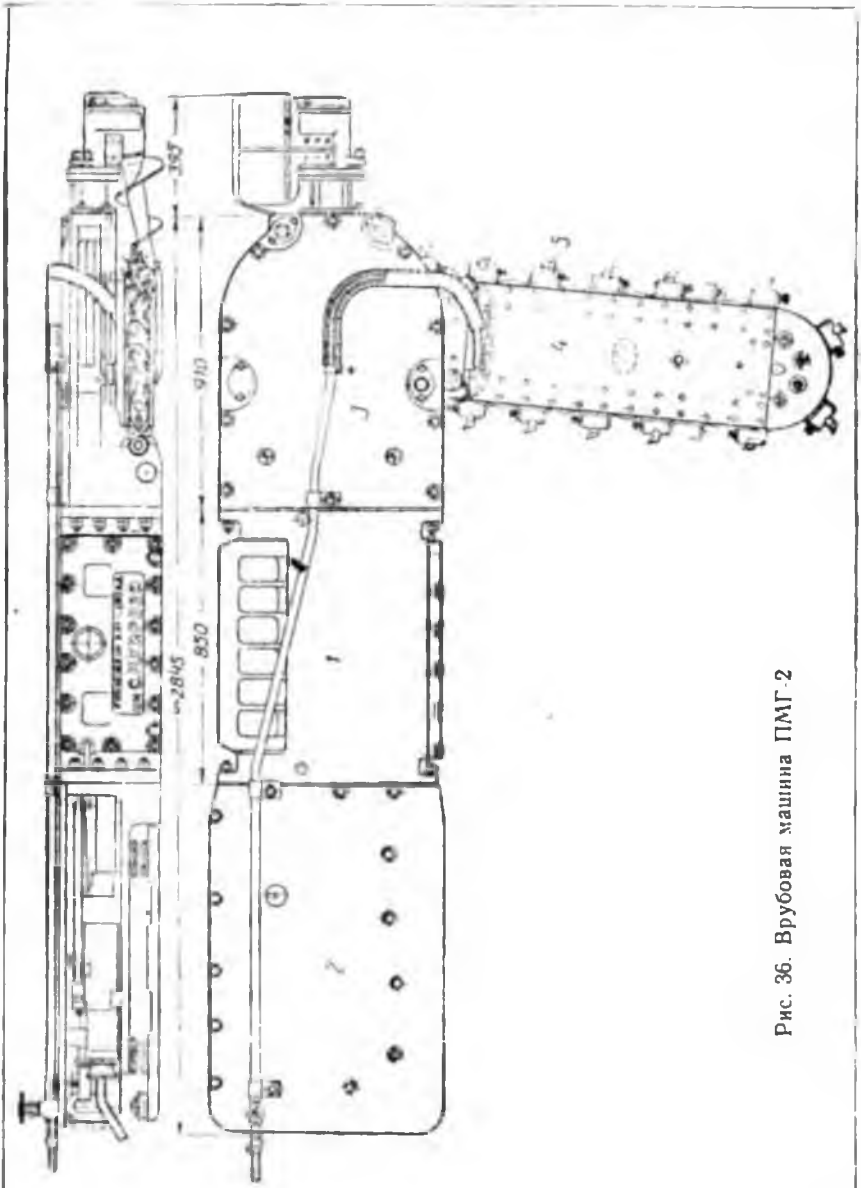


Рис. 36. Врубовая машина ПМГ-2

Шарнирное соединение кулачков позволяет цепи изгибаться в определенном направлении, а также огибать при движении ведущую звездочку редуктора режущей части и направляющий утюг на конце рамы бара.

Чтобы во время зарубки бар не зажимался углем, гнезда в кулачках делают с различными углами наклона к горизонтальной плоскости, а зубки закрепляют так, что высота зарубной щели получается несколько больше толщины бара.

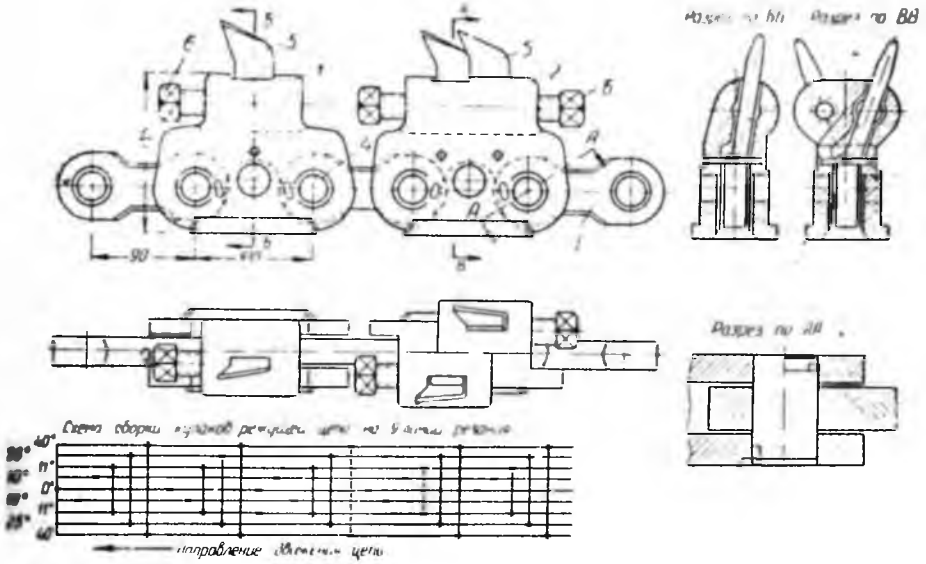
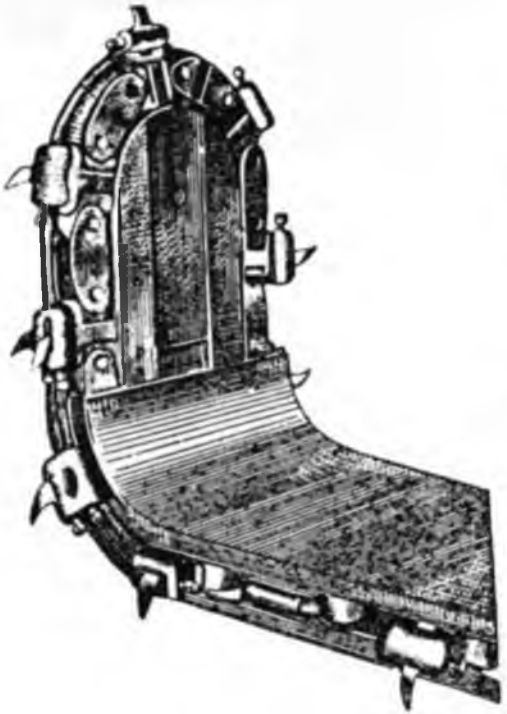


Рис. 37. Детали режущей цепи

Так как зубки устанавливаются под различными углами наклона, то в проекции на вертикальную плоскость они располагаются веерообразно. Число одинаковых положений зубков в зарубной щели (число линий резания) может быть различным, чаще же всего — от 7 до 9, в зависимости от крепости подрубаемого угля. При углях мягких и средней крепости рекомендуется применять семилинейные режущие цепи, а при углях выше средней крепости и крепких — девятилинейные.

Бар может быть *прямым*, *фигурным*, *изогнутым* (рис. 38, *а*), *контурным* (рис. 38, *б*). Последние два в настоящее время применяют для комбайнов.

Прямой бар по мере продвижения врубовой машины образует вруб в одной плоскости. Этот вруб создает вторую обнаженную поверхность угольного пласта (первой обнаженной поверх-



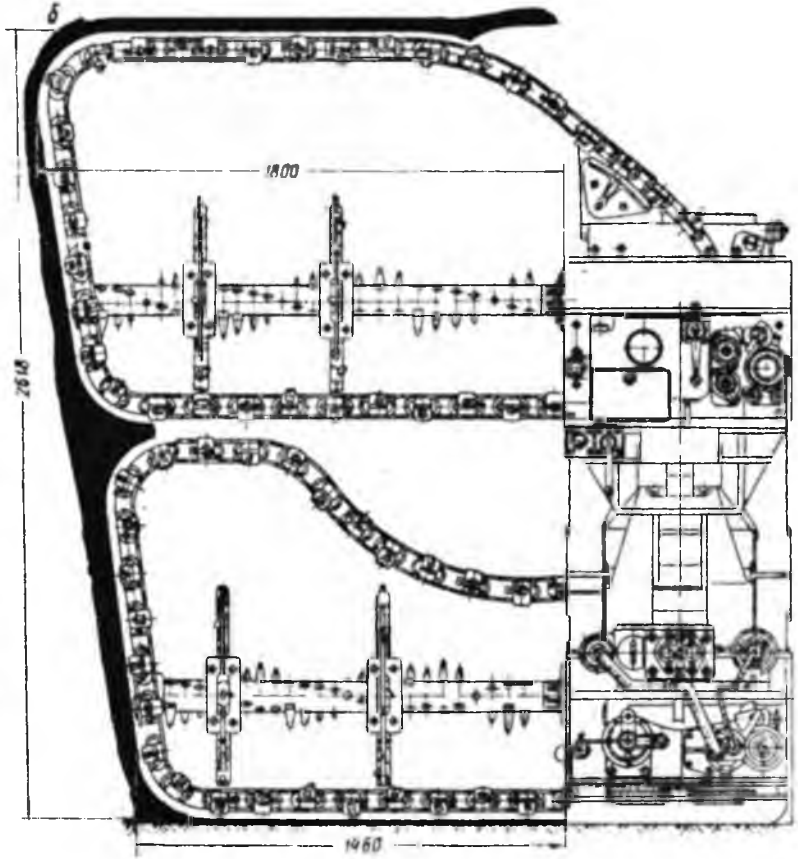


Рис. 38. Формы баров:
а — изогнутый; б — контурный

ностью является забой), что значительно облегчает последующую отбойку угля.

При зарубке изогнутым баром вертикальная часть бара обеспечивает образование третьей обнаженной поверхности со стороны массива пласта.

При контурном баре вруб образуется в трех и более плоскостях.

В Советском Союзе в настоящее время выпускаются врубовые машины с длиной бара 1,4; 1,6; 2,2 и 2,8 *м*.

Глубина вруба получается на 200 *мм* меньше длины бара. Высота врубовой щели 120—140 *мм*.

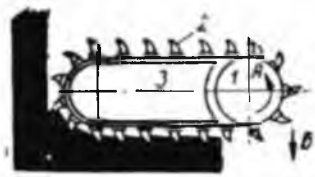


Рис. 39. Схема работы зубков цепной врубовой машины:
1 — ведущая звездочка; *2* — зубок; *3* — бар

Режущая цепь движется в результате вращения ведущей звездочки (рис. 39), приводимой в движение редуктором от двигателя машины. Одновременно бар вместе с машиной при помощи механизма подачи перемещается в направлении, перпендикулярном направлению движения режущей цепи (стрелка *Б*, рис. 39). В результате этих движений зубки *2* режущей цепи, внедряясь в уголь, отделяют его от массива и образуют врубовую щель.

Скорость движения режущей цепи по раме бара (скорость резания) достигает 2,12 *м/сек*, скорость подачи во время зарубки — 0—0,97 *м/мин*, маневровая — до 8,6 *м/мин* (см. табл. 2).

Непосредственную работу резания производят зубки. Поэтому в работе машины очень большое значение имеют форма и материал зубков. Для мягких углей их делают из углеродистой стали.

Зубок (рис. 40, *I*) режущей цепи состоит из *стержня*, служащего для закрепления в гнезде кулака режущей цепи, и *головки*, являющейся рабочей частью зубка, которой обычно придается клинообразная форма.

Для придания головке зубка надлежащей твердости и вязкости ее после изготовления подвергают специальной термической обработке.

Износ зубков зависит от качества термической обработки, крепости зарубаемой породы, скорости резания и скорости подачи машины. Изношенные зубки периодически заменяют новыми.

При углях крепких, в особенности при наличии твердых включений, зубки из углеродистой стали быстро срабатываются.

В таких случаях применяют зубки, *армированные твердыми сплавами*. При этом значительно повышается производительность врубовых машин за счет сокращения времени на замену изношенных зубков.

В СССР для армирования зубков применяют главным образом металлокерамические сплавы.

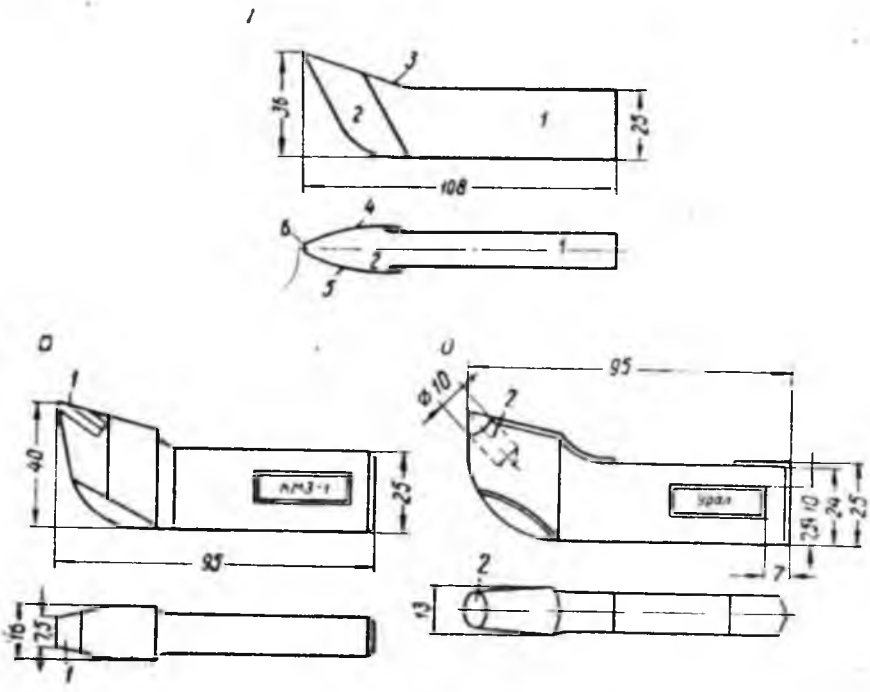


Рис. 40. Зубок врубовой машины:
I — из углеродистой стали: *1* — стержень; *2* — головка; *3* — рабочая грань; *4* и *5* — боковые поверхности; *6* — задняя грань; *II* — армированные победитом: *а* — зубок КМЗ-1; *б* — зубок „Урал": *1* — пластинка победита; *2* — керн из победита

Зубки армируют твердым сплавом, изготовляемым в виде *пластинки* (рис. 40, *II*, *а*), впаиваемой красной медью в головку зубка (в зубках КМЗ-1), или в виде *цилиндрической вставки — керна* (в зубках «Урал») (рис. 40, *II*, *б*).

Сработанные зубки, армированные твердым сплавом, затачивают на карборундовых кругах.

Как показал опыт, стойкость зубков, армированных пластинками твердого сплава, при прочих равных условиях в десять раз больше, чем обычных зубков из углеродистой стали.

Врубовые машины, применяемые в очистных забоях

Для производства вруба в длинных забоях в СССР в настоящее время серийно выпускают врубовые машины (см. рис. 36) КМП-2 и ПМГ-2. На некоторых шахтах еще сохранились выпускавшиеся ранее машины ГТК-35м (Г — горловская, Т — тяжелая, К — канатная, 35 — мощность 35 *квт*, м — модернизированная).

Производство вруба при помощи таких машин осуществляется следующим образом. После того, как бар *1* (рис. 41) заведен

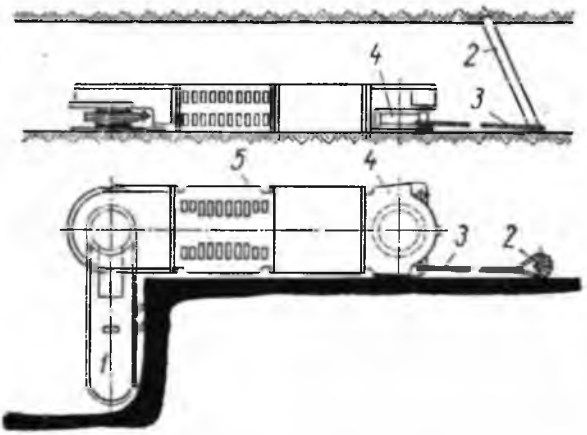


Рис. 41. Схема работы машины в длинном забое

в толщу полезного ископаемого и закреплен под углом 85° к корпусу машины, в 25 *м* от нее, у забоя, устанавливают упорную стойку *2*, на которой закрепляют ведущий канат *3*, идущий от барабана *4* механизма подачи. После этого включают двигатель машины *5* (механизм режущей части в это время уже должен быть включен), а затем и механизм подачи. При вращении барабана канат наматывается на него, и машина перемещается вдоль забоя в направлении упорной стойки; в это время режущая цепь подрубает уголь.

Ток к двигателю врубовой машины подводится по гибкому шестижильному кабелю, три жилы которого являются рабочими, четвертая — заземляющей и две служат для цепи управления. Один конец гибкого кабеля закрепляется в штепсельной муфте, вставляемой при работе машины в штепсельную розетку, находящуюся на передке машины, другой — подсоединяется к магнитному пускателю, устанавливаемому на штреке вблизи от забоя, в котором работает врубовая машина. Общая схема

канализации электроэнергии к врубовой машине показана на рис. 42.

При помощи кнопок, имеющихся на машине, можно управлять контактором пускателя, установленного на штреке, не отходя от машины.

В целях обеспечения бесперебойной и более эффективной работы врубовой машины штыб, выбрасываемый режущей цепью из врубовой щели, должен своевременно отбрасываться от места его скопления и ведущей звездочки. Эта операция ранее выполнялась помощником машиниста. В настоящее время для



Рис. 42. Схема канализации электроэнергии к врубовой машине:
1 — высоковольтный кабель; *2* — разъединитель и выключатель; *3* — понизительный трансформатор; *4* — автоматический выключатель; *5* — бронированный кабель; *6* — пускатель ПМВ; *7* — гибкий кабель; *8* — врубовая машина

механизации удаления штыба врубовые машины снабжаются специальными приспособлениями, получившими название *расштыбовщиков*.

Для выравнивания нагрузки на машину при изменении крепости полезного ископаемого, изнашивании зубков и пр. современные врубовые машины имеют устройства для регулирования скорости подачи.

Врубовая машина КМП-2 (К — копейская, М — мощная, П — пульсирующая, 2 — вторая модель) служит для зарубки пласта каменного угля и антрацита различной крепости, мощностью 0,5 *м* и выше. Машина имеет пульсирующую подачу, скорость которой может легко регулироваться в пределах от 0 до 0,86 *м/мин* путем поворота рукоятки. Машина КМП-2 может быть снабжена авторегулятором для автоматического регулирования скорости подачи.

В целях борьбы с пылеобразованием при зарубке машина КМП-2 снабжена устройством для орошения зарубной щели.

Врубовая машина МВ-60 (М — мощная, В — врубовая, 60 — мощность двигателя) была создана в послевоенные годы для зарубки крепких углей в очистных забоях.

С 1949 г. выпуск этой машины прекращен, но на ее базе изготовляются комбайны «Донбасс».

Врубовая машина ПМГ-2 (П — пульсирующая, М — мощная, Г — Горловского завода, 2 — вторая модель) предназначается для зарубки углей различной крепости на пологих, наклонных и крутых пластах мощностью 0,4 *м* и выше.

Отличительной особенностью подающей части машины ПМГ-2 является высокое тяговое усилие, повышенная рабочая скорость подачи (до 0,97 *м/мин*) и возможность регулирования на ходу маневровой скорости в пределах от 0 до 7 *м/мин*.

Режущая часть, электродвигатель, расшыбовщик и бар приняты без изменения от ранее выпускавшейся машины ГТК-35м, серийный выпуск которой с 1955 г. прекращен.

Врубовая машина ГТК-35 (Г — горловская, Т — тяжелая, К — канатная, 35 — мощность двигателя) предназначена для работы на пластах мощностью более 0,4 *м* в тех случаях, когда машина КМП-2 не подходит по своим размерам.

Технические характеристики врубовых машин КМП-2, ПМГ-2 и ГТК-35 приведены в табл. 2.

Таблица 2

Техническая характеристика врубовых машин

Характеристика	Врубовые машины		
	КМП-2	ПМГ-2	ГТК-35
Тип электродвигателя	МА-191/10	МАД-191/35	МА-191/35
Мощность часовая, *квт*	47	35	35
Мощность длительная, *квт*	15	15	15
Число оборотов в минуту	1450	1465	1460
Скорость резания, *м/сек*	2,12	1,87	2,06
Скорость подачи рабочая, *м/мин*	0—0,86	0—0,97	0,2; 0,4; 0,6; 0,8
Скорость подачи маневровая, *м/мин*	8,6	0—7,0*	12
Тяговое усилие рабочее, *кг*	5000	7000	5000
Тяговое усилие маневровое, *кг*	3000	5000	3000
Тяговое усилие максимальное, *кг*	8500	12000	7000
Диаметр каната, *мм*	16,5; 17; 18,5	16—17	15—17
Канатоемкость барабана, *м*	30—21—18	30—25	30
Длина баров, *м*	1,4—2,8	1,6—2	1,6—2,4
Тип расшыбовщика	Лопастный	Шнековый	Шнековый
Основные размеры, *мм*:			
длина (с расшыбовщиком)	3560	3240	2685
ширина	740	720	685
высота	375	310	305
Вес, *кг*	3315	2480	2550

* Скорость подачи с пульсацией 0—7 *м/мин*, без пульсации — 7 *м/мин*.

Работа врубовой машины в очистном забое

Зарубку угля в большинстве случаев производят у почвы пласта. При этом облегчается отбойка полезного ископаемого и сокращается расход взрывчатых материалов.

Если в нижней части пласта имеются твердые включения или на некотором расстоянии от почвы находится прослоек пустой породы, который требуется отделить от полезного ископаемого, зарубку можно производить на соответствующей высоте от почвы пласта, для чего врубовую машину располагают на специальных салазках.

Зарубка в очистном забое слагается из следующих операций: *подготовительных, образования первоначального вруба, собственно зарубки длинного забоя, вырубки верхнего угла, спуска машины и заключительных операций.*

В подготовительные операции входят осмотр и подготовка к работе врубовой машины и очистного забоя.

Перед спуском машины машинист должен убедиться в исправности ее механической и электрической частей, проверить натяжение режущей цепи и смазать машину. После этого ее опробуют на холостом ходу и в случае необходимости заменяют изношенные зубки. Установку зубков следует производить по шаблону для обеспечения равномерного их износа.

При зарубке забоя, сопряженного внизу непосредственно со штреком или вентиляционным просеком, образования первоначального вруба не требуется. В этом случае машину устанавливают в нижней части забоя параллельно последнему с расположением бара на берме штрека или в просеке, затем включают механизм подачи на рабочей скорости и производится поворот бара.

Если линия забоя, подрубаемого врубовой машиной, упирается в целик, то началу зарубки предшествует *образование первоначального вруба* — заведение бара в целик. Для этого машину с баром, расположенным на одной оси с корпусом, устанавливают у груди забоя в самой нижней части последнего (положение *I*, рис. 43). Канат тягового органа машины огибает направляющий ролик, имеющийся на ведущей части, протягивается вдоль корпуса машины со стороны забоя и при помощи специальной зарубной скобы закрепляется на замыкающем шпинделе *1* бара. После этого включается режущий механизм и механизм подачи на рабочую скорость.

По мере наматывания каната на барабан бар переводится из положения *I* в положение *II*, в котором и закрепляется. Чтобы во время заводки бара в целик угля корпус машины не отходил от забоя, ставят упорную стойку *2* (рис. 43).

Перед началом производства вруба растягивают ведущий канат *3* (см. рис. 41) и закрепляют его на упорной стойке *2*, устанавливаемой впереди машины по направлению ее движения.

Когда машина подойдет к упорной стойке, последнюю выбивают и переносят на новое место, а канат сматывают с барабана на соответствующую длину.

Если забой сопряжен непосредственно с верхним штреком, машина подрубает забой на всю длину. В случае же наличия под верхним штреком целика необходима вырубка верхнего угла, которую производят обычно по дуге круга (рис. 44).

При зарубке угля на пластах III категории и сверхкатегорных

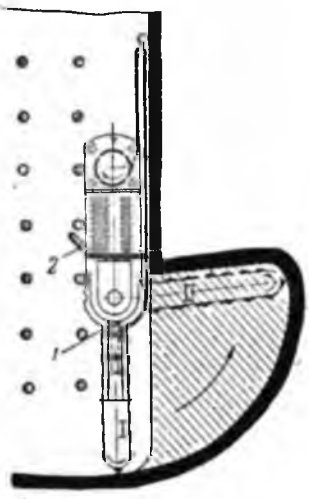


Рис. 43. Образование начального вруба путем поворота бара



Рис. 44. Вырубка верхнего угла по дуге круга:
1 — упорная стойка

по газу около каждой врубовой машины (или комбайна) должен неотлучно находиться газомерщик.

При временном местном повышении содержания метана вблизи врубовой машины (или комбайна) до 2% машинист по сигналу газомерщика должен выключить подачу машины, которая может быть включена после понижения содержания метана до 1%.

В пластах III категории и сверхкатегорных по газу с углом падения до 12° зарубка врубовой машиной должна производиться только в направлении сверху вниз.

Во время спуска машины бар ее располагается по падению пласта и закрепляется в положении вдоль оси при помощи шпинделя *1* (рис. 45, *а*).

При углах падения до 15° упорную стойку устанавливают впереди машины и спуск производят при помощи механизма

подачи На конец бара надевают скобу *2* (рис. 45, *а*), через которую пропускается ведущий канат Спуск машины производят на быстром (маневровом) ходу машины. Режущая цепь во время спуска обязательно должна быть выключена.

При угле падения пласта 15—25° канат располагают сзади машины и закрепляют на упорной стойке *1* (рис. 45, *б*). Спуск

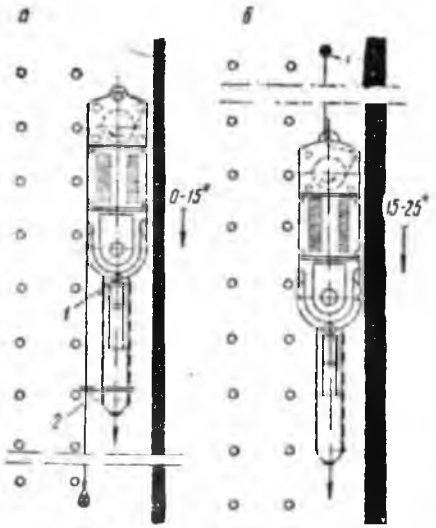


Рис. 45. Спуск врубовой машины:
а — при угле падения пласта до 12—15°: *б* — при угле падения пласта 15—25°

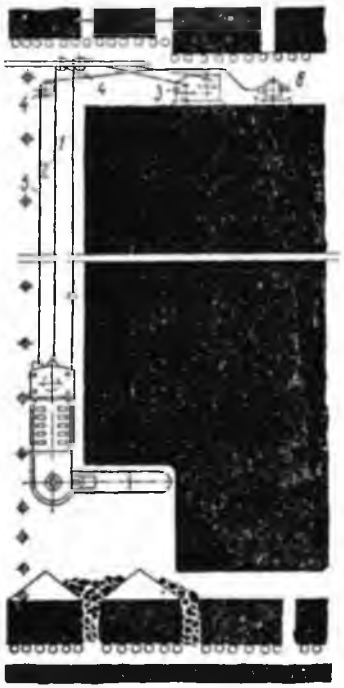


Рис. 46. Работа врубовой машины на крутом пласте:
1 — рабочий канат; *2* — предохранительный канат; *3* — двухбарабанная лебедка; *4* — направляющие ролики; *5* — гибкий кабель; *6* — автоматический выключатель

машины производят при включенном механизме подачи и при вращении барабана в обратном направлении. При этом канат постепенно разматывается, и машина равномерно спускается вниз. Перед спуском машинист должен убедиться в том, что дорога свободна.

При подрубке наклонных и крутых пластов по условиям безопасности врубовая машина должна работать на двух канатах— рабочем и предохранительном. Последний одним концом закрепляют на корпусе машины, а другим — на барабане специальной лебедки (рис. 46), устанавливаемой на верхнем штреке,

которую периодически переносят вперед по мере подвигания забоя. От барабана лебедки канат идет по штреку, а для направления его к машине он огибает ролик, укрепляемый на стойке.

Штрековый пускатель устанавливают на верхнем штреке, гибкий кабель подводят к машине сверху, а не снизу, как на пологом падении.

Производительность врубовой машины

Производительность врубовых машин целесообразно измерять в квадратных метрах площади зарубки в смену. Для характеристики общей организации работ иногда приводится подрубленная врубовой машиной площадь за месяц или длина подрубленного забоя за смену.

При определении сменной производительности врубовой машины исходят из глубины вруба, рабочей и маневровой скоростей подачи, времени на перестановку упорной стойки и времени на смену зубков с учетом времени на подготовительные и заключительные операции. При этом общее время работы машинной бригады за смену T может быть представлено в виде

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7, \qquad (4)$$

где t_1 — продолжительность подготовительных и заключительных операций, обычно принимаемая равной 90 мин.;

$t_2 = \frac{L}{v_п}$ — чистое время зарубки, где L — зарубаемая длина забоя, *м*; $v_п$ — рабочая скорость подачи, *м мин*;

$t_3 = t'zrL$ — время на смену зубков, где t' — время, затрачиваемое на смену одного зубка, мин; r — глубина вруба, *м*; z — удельный расход зубков, зависящий от крепости зарубаемой части пласта, *шт/м²*;

$t_4 = \frac{bL}{l}$ — время на перестановку упорной стойки и на растягивание ведущего каната, где b — время на перестановку упорной стойки, обычно принимаемое равным 5 мин., и l — длина ведущего каната, зависящая от емкости барабана механизма подачи, *м*;

$t_5 = \frac{L}{v_м}$ — время на спуск врубовой машины; $v_м$ — маневровая скорость, *м/мин*;

$t_6 = \frac{bL}{l-5}$ — время на перестановку упорной стойки и растягивание каната при спуске машины; знаменатель $l-5$ учитывает, что часть ведущего каната длиной 5 *м*, протянутая вдоль корпуса и бара машины, при спуске машины не используется;

t_7 — время на прочие вспомогательные операции, достигающие обычно 10% от времени на указанные выше вспомогательные операции; у лучших машинистов t_7 снижается до 0.

Подставляя полученные значения в выражение (4), определим общее время для случая зарубки и спуска машины в одну смену

$$T = t_1 + \frac{L}{v_п} + t'zrL + \frac{bL}{l} + \frac{L}{v_м} + \frac{bL}{l-5} + t_7. \qquad (5)$$

Перенеся t_1 и t_7 в левую часть и решая уравнение относительно L, найдем

$$L = \frac{T - t_1 - t_7}{\frac{1}{v_п} + t'rz + \frac{b}{l} + \frac{1}{v_м} + \frac{b}{l-5}}, \ м. \qquad (6)$$

В том случае, когда в течение одной смены происходит только зарубка, t_5 и t_6 равны нулю и производительность врубовой машины может быть определена из выражения

$$L = \frac{T - t_1 - t_7}{\frac{1}{v_п} + t'rz + \frac{b}{l}}, \ м. \qquad (7)$$

Зная производительность врубовой машины, выраженную в метрах, и глубину вруба r, нетрудно найти производительность машины S, выраженную в квадратных метрах:

$$S = Lr, \ м^2. \qquad (8)$$

Акад. А. М. Терпигорев,[1] принимая время смены одного зубка $t' = 1$ мин., время перестановки упорной стойки $b = 5$ мин., длину ведущего каната $l = 20$ м и время на прочие вспомогательные операции 0,15 мин. на 1 м зарубки, приводит выражения (6) и (7) к более простому виду:

для случая, когда машина в течение смены только рубит,

$$L = \frac{(T - t_1)\, v_п}{1 + (rz + 0{,}4)\, v_п}, \ м \qquad (9)$$

и для случая, когда в ту же смену производится и спуск машины,

$$L = \frac{(T - t_1)\, v_п}{1 + (rz + 0{,}9)\, v_п}, \ м. \qquad (10)$$

[1] Акад. А. М. Терпигорев и др. Горные машины для выемки пластовых полезных ископаемых. Гостоптехиздат, 1940, стр. 324.

Фактическая производительность врубовых машин зависит от крепости пласта, в котором производится вруб, и четкости организации работ в очистном забое по графику цикличности (см. ниже).

§ 17. ОТБОЙНЫЕ МОЛОТКИ

Отбойные молотки могут быть электрические и пневматические. Однако попытки создания электрических отбойных молотков пока не привели к положительным результатам, и в настоящее время применяют исключительно пневматические отбойные молотки.

На рис. 47 представлен пневматический отбойный молоток ОМСП-5 (О — отбойный, М — молоток, С — стахановский, П — пневматический, 5 — пять атмосфер).

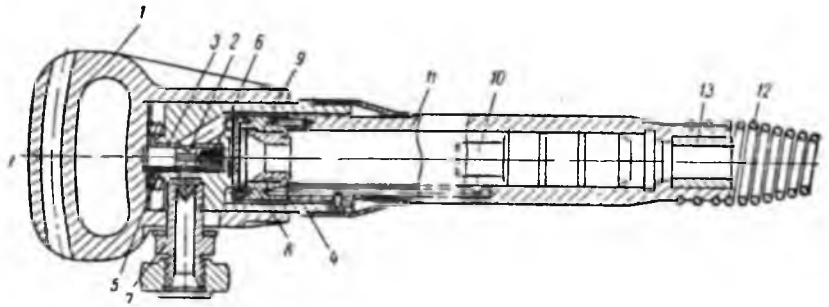


Рис. 47. Пневматический отбойный молоток ОМСП-5:
1 — рукоятка; *2* — вентиль; *3* — вентильная букса; *4* — промежуточное звено; *5* — пружины; *6* — пружина вентиля; *7* — футорка; *8* — золотниковая коробка; *9* — золотник; *10* — ударник; *11* — ствол; *12* — концевая пружина; *13* — букса для пики

Принцип действия отбойного молотка ОМСП-5 заключается в следующем. Сжатый воздух, подведенный по трубам к забою, поступает в молоток по гибкому резиновому шлангу, присоединяемому к штуцеру. В зависимости от положения золотника поступивший в молоток сжатый воздух попадает в переднюю или заднюю часть ствола молотка, что и заставляет поршень-боек перемещаться внутри ствола в том или ином направлении.

В конце каждого хода вперед поршень наносит удар по хвостовику пики, острие которой внедряется в уголь и отбивает кусок последнего от забоя.

Приведение отбойного молотка в действие достигается нажатием рукоятки; остановка его — прекращением нажатия ее.

Число ударов бойка по хвостовику пики при нормальном рабочем давлении сжатого воздуха 4 *ат* и расходе воздуха 1 $м^3$ достигает 950 в минуту.

При падении давления сжатого воздуха число ударов в минуту и сила ударов уменьшаются, вследствие чего производительность молотка соответственно снижается.

Молоток ОМСП-5 весит 10,5 *кг*.

На успех работы отбойного молотка большое влияние оказывают размеры пики и форма ее головки, которые должны подбираться в зависимости от свойств отбиваемой породы. При углях вязких и крепких, без ясно выраженного кливажа, применяют пики длиной 150—250 *мм* с острием пирамидальной формы и углом заострения 60°. В случае же трещиноватого и мягкого угля с хорошо выраженным кливажем пики берут большей длины (250—400 *мм*) и с меньшим углом заострения.

В СССР отбойные молотки применяют в основном для отбойки угля при разработке крутых пластов и для вспомогательных работ при проведении горных выработок.

В настоящее время ленинградским заводом «Пневматика» выпускаются молотки МО-10 весом 10 *кг*. Число ударов в минуту при давлении сжатого воздуха 5 *атм* 1250. Расход воздуха 1,15 $м^3/мин$. Молотки МО-10 применяются в различных отраслях промышленности и строительства.

§ 18. ГОРНЫЕ КОМБАЙНЫ ДЛЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Общие сведения

Современные методы работ требуют полной механизации отдельных операций по выемке полезного ископаемого и тесной увязки выполнения этих операций между собой во времени и в пространстве. Эти требования наиболее полно выполняются при работе горных комбайнов.

Большое и повседневное внимание Коммунистической партии и Советского правительства к вопросам оснащения горной промышленности новой совершенной техникой обеспечило широкий размах работ по созданию горных комбайнов для добычи угля, которые впервые были сконструированы и внедрены в промышленность в нашей стране.

В настоящее время они получают широкое распространение и за рубежом.

Горные комбайны, механизируя основные работы, связанные с добычей угля, значительно повышают производительность труда, облегчают труд рабочих и повышают общую культуру производства.

Горные комбайны для очистных работ по области их применения могут быть разделены в зависимости от угла падения пластов на комбайны для пологих и наклонных пластов и комбайны для крутых пластов.

По мощности пластов — на комбайны для тонких пластов (0,4—0,8 *м*), маломощных (0,8—1,5 *м*), средней мощности (1,5—3,5 *м*) и мощных пластов (более 3,5 *м*).

По способу компоновки исполнительного органа они делятся на комбайны, работающие вдоль забоя — с фланговой выемкой (рис. 48 *а* и *б*), и в лоб заходки (уступа) (рис. 48, *в*).

По типу исполнительного органа различают баровые и скалывающие комбайны. Ведутся работы по созданию машин, основанных на ударном приложении нагрузки.

Комбайны первого типа выемку угля осуществляют путем образования в пласте ряда врубовых щелей с последующей отбойкой угля между ними. Для этого используются в различных комбинациях прямые, изогнутые и кольцевые бары, режущие и отбойные штанги и диски. Схемы разрушения угольного забоя при различных комбайнах зависят от взаимного расположения этих элементов. Некоторые из них показаны на рис. 49.

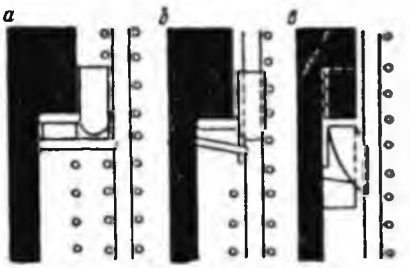


Рис. 48. Схема компоновки исполнительного органа горных комбайнов:

а — при движении рядом с забойным конвейером; *б* — при движении по раме забойного конвейера; *в* — при работе в лоб заходки

Скалывающие комбайны осуществляют выемку угля путем скалывания его с открытой поверхности забоя. Этот способ отделения угля от массива иногда называют *«крупным сколом»*.

На конструкцию комбайнов, их параметры и экономические показатели при работе в значительной мере влияют крепость и вязкость угля. Критерием сопротивляемости угля разрушению резцами, суммарно характеризующим эти два фактора, является удельная энергоемкость процесса разрушения. При мягких донецких каменных углях и стружке глубиной 3 *мм* удельная энергоемкость составляет 0,55 *квт-ч/м*^{3}.

Наиболее крепкими и вязкими являются угли Кизеловского бассейна. Повышенной вязкостью отличаются угли Карагандинского бассейна, а высокой крепостью — антрациты, разрабатываемые шахтами комбината Ростовуголь.

Все горные комбайны имеют следующие основные узлы: *подающая часть*, обеспечивающая передвижение комбайна вдоль забоя, *главный двигатель*, *исполнительный орган*, производящий отделение угля от массива и его разрушение, *редуктор исполнительного органа*, передающий ему движение от двигателя, *погрузочно-навалочное устройство*, обеспечивающее погрузку отбитого угля на призабойный конвейер. Горные комбайны

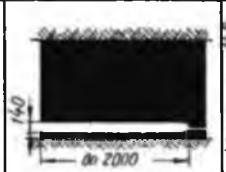
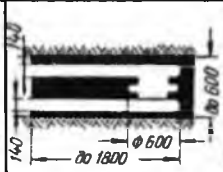
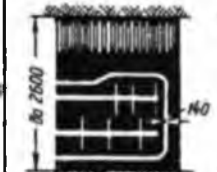
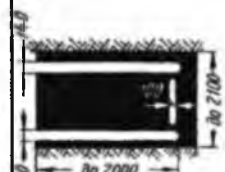
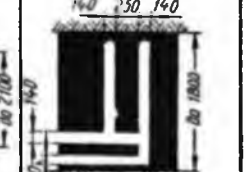
Комбайн	Врубовая машина	УКМГ – 2м	„Горняк", „Шахтер"	„Донбасс-2"
Схема обработки забоя				
Глубина стружки, снимаемой одним резцом, мм	до 6	до 4	до 6	до 10
Число резцов, находящихся одновременно в работе	до 18	до 36	до 35	до 40
Выход штыба размером 0-6 мм, %	14-38	30-40	30-40	30-40
Удельный расход электроэнергии, квт-ч/м³	на производство врубы 1)	1,0-1,5	1,1-1,5	0,7-1
Комбайн	„Донбасс-6"	„Донбасс-7"	МЕКО-МУР	„Глостер-Геттер"
Схема обработки забоя				
Глубина стружки, снимаемой одним резцом, мм	до 6	до 6	до 6	до 13
Число резцов, находящихся одновременно в работе	до 50	до 85	до 40	до 35
Выход штыба размером 0-6 мм, %	35-40	40-30	30-40	до 40
Удельный расход электроэнергии, квт-ч/м³	1,1-1,4	1,2-1,6	1,0-1,5	0,7-1

Рис. 49. Схемы разрушения угольного забоя некоторыми горными комбайнами

снабжаются *оросительным устройством для гашения* образующейся при их работе *пыли.*

По способу передвижения вдоль забоя комбайны бывают с канатной, цепной и шагающей подачей, на гусеничном ходу (в зарубежной практике также на пневматическом) и передвигающиеся под действием собственного веса (на крутом падении).

Как правило, горные комбайны имеют электрические двигатели переменного тока напряжением 380 или 660 *в.* На пластах, где возможны внезапные выбросы угля и газа, особенно на крутых пластах, применяют пневматические двигатели.[1]

По схеме передвижения комбайнов в очистном забое различают *одностороннюю* и *двустороннюю* или *челноковую работу.* В первом случае выемка угля на всю длину лавы существляется за один рабочий ход, после чего комбайн возвращается в исходное положение вхолостую. При челноковой схеме выемка угля производится в двух направлениях: снизу вверх и сверху вниз, без холостого хода, т. е. оба хода являются рабочими.

Исполнительный орган горных комбайнов конструируется с широким захватом — 1 *м* и более и с узким захватом — 0,5—1 *м.* Комбайны первого типа получили название *широкозахватных,* второго — *узкозахватных.*

Для повышения производительности узкозахватных комбайнов увеличивают скорость их подачи.

Узкозахватная выемка, кроме уменьшения ширины захвата и скорости подачи, характеризуется применением *безразборных передвижных забойных конвейеров* (см. § 161) и *металлической крепи с шарнирными верхняками* (см. § 95).

Таблица 3

Основные типы горных комбайнов для очистных забоев, применяющиеся в СССР

Падение и мощность пластов	Наименование комбайнов
Для пологих тонких пластов .	УКТ-2, «Горняк», УКГМ-2, «Шахтер», К-8
Для пологих маломощных пластов	«Донбасс-1», «Донбасс-2», «Донбасс-3».
Для пологих пластов средней мощности	«Донбасс-4», «Донбасс-6», «Донбасс-7», К-14, К-14Г, К-26
Для крутых тонких и маломощных пластов	ККП-1, К-19, К-32

[1] В Советском Союзе пневматические двигатели пока применяют только для комбайнов, предназначенных для выемки крутых пластов.

Таблица 4

Основная техническая характеристика некоторых горных комбайнов, применяющихся на шахтах Советского Союза в очистных забоях пологих пластов

Наименование комбайна	Технические показатели							
	для пластов мощностью, *м*	производительность, *т/час*	величина захвата, *м*	скорость			мощность, *квт*	
				резания, *м/сек*	подачи, *м/мин*		главного двигателя	грузчика
					рабочая	маневровая		
„Донбасс-1"	0,80—1,5	50—110	1,2—1,6 —1,8—2	2,14	0,27; 0,54; 0,81; 1 06	14,5	65	13
„Донбасс-2"	0,85—1,6	100—200	1,6—1,8—2	1,69—1,96	0—1 5	9,3	120	35
„Донбасс-3"	1,15—1,4	80—100	1,8	2,14	0,27; 0,54; 0,81; 1,08	14,5	65	13
„Донбасс-4"	2.1—2,6	До 110	1,25—1,30	2,14	0; 0,135; 0,27; 0,405; 0,54	14	65	35
„Донбасс-6"	1,8—2,3	60 —120	1,6	1,68; 1,94;	0.135; 0,27; 0.54; 0,81; 1,08	14,5	65	35
К-14Г	2,5—3,2	120—150	2—2,2	2,24	1,0		65	25
К-26	1,4—1,9	160—175	2.0	2 21	0,3—0,5	1,15	88	35
УКТ-2м	0,5—0,75	50—80	1,5—1.6	2,13	До 0.86	8,6	47	—
„Горняк"	0,6—0,9	30—90	1,65—2,0	2,1	0; 0,27; 0,54; 0,81; 1,08	14,5	85	32
УКМГ-2м	0,4—0,6	20—30	1,65	2,1	0,0—0,97	0,0—7,0	35	—
„Шахтер-2"	0,5—0,8	20—40	1,6—2.0	2,2	0—0,86	8,6	47	—
К-8Д	0,6—0,9	37—55	1,2—1,45	1,74	0,0—1,5	7,0	65	—
К-8Н	0,6—1,2	50—80	1,0—1,2—1,45	1,7 и 2,05	0,0—1,5	7,0	65	—

Дальнейшим развитием узкозахватной выемки является создание комбинированных машин, полностью механизирующих все работы в очистном забое, управляемых дистанционно из штреков при минимальном числе рабочих в очистном пространстве или вовсе без них (безлюдная выемка).

Поскольку работа узкозахватных комбайнов тесно связана с другими вопросами очистной выемки, они будут рассмотрены в главе XII.

Основные типы горных комбайнов, применяющихся в Советском Союзе, приведены в табл. 3, а их техническая характеристика в табл. 4.

Широкозахватные горные комбайны для пологих и наклонных пластов

При разработке пологих и наклонных пластов наибольшее распространение получил комбайн «Донбасс-1» (рис. 50) и раз-

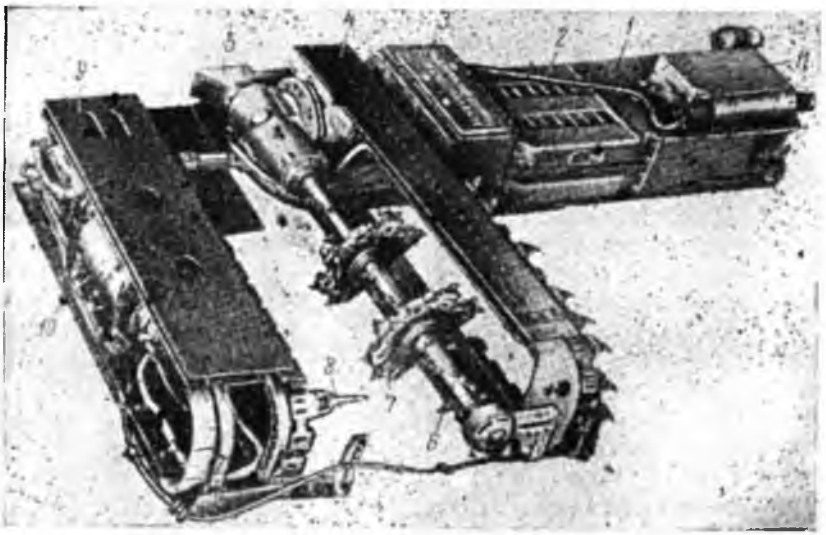


Рис. 50. Комбайн **«Донбасс-1» в забое:**

1 — подающая часть; *2* — двигатель; *3* — редуктор привода режущей части; *4* — кольцевой бар; *5* — шнековый расшибовщик; *6* — отбойная штанга; *7* — режущий диск; *8* — скребок кольцевого грузчика; *9, 10* — электродвигатель грузчика; *11* — контроллер

личные его модификации. Комбайны этого типа успешно работают не только в шахтах Советского Союза, но и в шахтах стран народной демократии.

Комбайн «Донбасс-1» сконструирован на основе врубовой машины МВ-60.

Исполнительный орган его, состоящий из кольцевого бара и отбойной штанги с режущими дисками, снабжен шнековым расштыбовщиком и оросительным устройством для борьбы с образующейся в процессе работы пылью. Погрузка отбитого угля на конвейер осуществляется кольцевым грузчиком. Во время работы комбайн передвигается по почве пласта.

Отделяемый кольцевым баром со стороны почвы, кровли и массива блок угля разрезается дисками отбойной штанги на пачки, которые разрушаются на еще более мелкие куски под действием собственного веса и скребков кольцевого грузчика.

Грузчик приводится в действие самостоятельным электродвигателем мощностью 13,5 *квт*, включение и выключение которого осуществляется при помощи контроллера, смонтированного на корпусе подающей части комбайна.

Скребки грузчика, укрепленные на бесконечной цепи, при своем движении захватывают в нижней части бара куски разрушенного угля и грузят их на забойный конвейер. На этот же конвейер шнековым расштыбовщиком грузится штыб, образующийся при работе кольцевого бара. При работе на наклонных пластах грузчик комбайна заменяют специальным устройством, направляющим отбитый уголь на листы, по которым он спускается вдоль забоя.

Движение комбайна «Донбасс-1» вдоль забоя осуществляется так же, как и врубовых машин. Перед спуском комбайна от него отсоединяют грузчик, который затем устанавливают длинной осью вдоль забоя (рис. 51). После этого размыкают бар, поворачивают его, устанавливая по направлению оси машины, и переводят комбайн в положение для спуска, располагая его на машинной дороге в одну линию с грузчиком. При спуске комбайн перемещает грузчик, толкая его впереди себя концом бара.

Комбайн «Донбасс-1» применяют для выемки мягких и средней крепости углей и антрацитов при пологих пластах мощностью 0,8—1,5 *м* с кровлей средней устойчивости.

При слабо выраженном кливаже на конце отбойной штанги устанавливают отрезной бар, который производит вруб со стороны массива угля, перерезая верхнюю пачку угля, остающуюся выше кольцевого бара, которая в большинстве случаев обрушается под влиянием собственного веса.

Применение отрезного бара расширяет область применения комбайнов «Донбасс-1» по мощности пластов до 2 *м*.

При пластах мощностью 1,4—2 *м* с кровлей, опускающейся после выемки комбайном полосы угля, комбайн «Донбасс» применяют с *шарнирноскладывающимся баром*. В этом случае пе-

ред спуском комбайна шарнирный бар складывается, вследствие чего его высота уменьшается на 450 *мм*, что обеспечивает свободный проход комбайна под верхняком крепи.

При работе комбайна «Донбасс-1» достигаются лучшие показатели, чем при работе врубовой машины и отбойке угля взрыв-

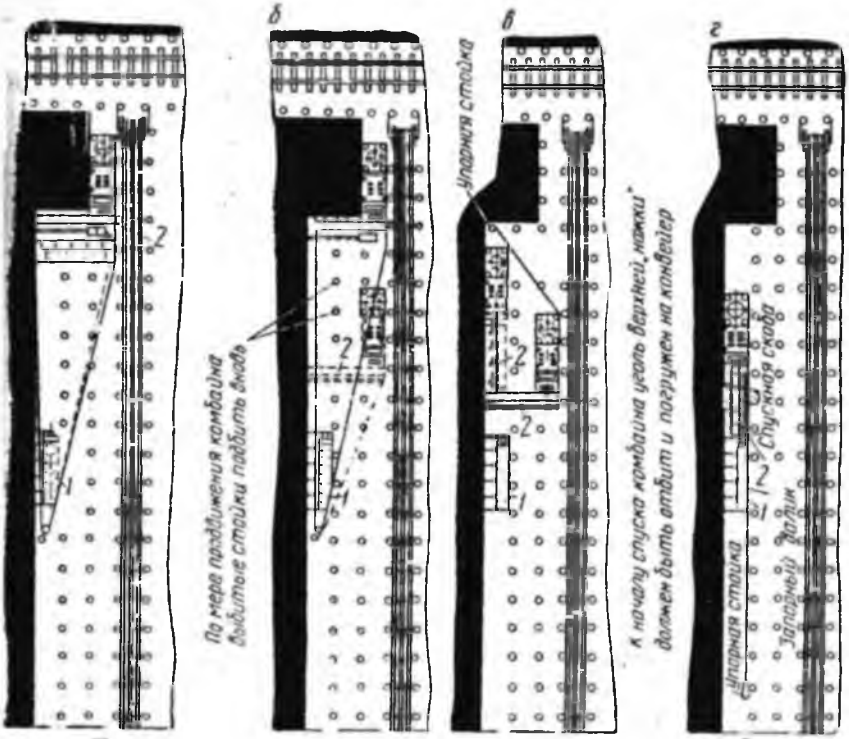


Рис. 51. Маневры комбайна «Донбасс-1» в конце цикла при его спуске вниз:
а — отодвигание отсоединенного кольцевого грузчика; *б* — опускание комбайна; *в* — разворот бара с перемещением комбайна к забою; *г* — спуск комбайна с грузчиком; *1* — грузчик; *2* — бар

ным способом: производительность труда повышается на 45% и в каждой лаве высвобождается до 24 рабочих.

Комбайн «Донбасс-2» предназначен для выемки крепких и вязких углей при разработке пологих и наклонных пластов мощностью 0,85—1,6 *м* с кровлей не ниже средней устойчивости.

Работает он аналогично комбайну «Донбасс-1», отличаясь от него конструкцией некоторых узлов и электрооборудованием (см. табл. 4).

Комбайн «Донбасс-3» предназначен для выемки углей средней крепости при разработке пологих пластов мощностью 1,15—

1,4 *м* с устойчивой кровлей. Этот комбайн по устройству аналогичен комбайну «Донбасс-1», но в отличие от него производит выемку угля, перемещаясь по раме забойного конвейера, а не по почве пласта (см. рис. 48, *б*).

Комбайн «Донбасс-4» предназначен для выемки углей мягких и средней крепости на пологих пластах (до 18°) мощностью 2,1—2,6 *м* при кровле средней устойчивости.

Комбайн «Донбасс-4» представляет собой сочетание двух комбайнов «Донбасс-1», установленных один над другим, с добавлением некоторых узлов.

Бар верхней группы опережает бар нижней группы на 0,8 *м*. Ширина захвата 1,2—1,3 *м* У верхней группы подающая часть и расштыбовщик сняты. В отличие от комбайна «Донбасс-1» бары имеют специальную контурную форму.

Комбайн «Донбасс-4» выпускают двух типоразмеров: с максимальной высотой бара 2200 *мм* и одной штангой в верхней группе.

В модернизированной модификации комбайна «Донбасс-4» в качестве нижней группы использован комбайн «Донбасс-2». Этот тип комбайна получил наименование *«Донбасс-4м»*.

Комбайн «Донбасс-6» предназначен для выемки угля средней крепости на пологих пластах мощностью 1,8—2,3 *м* при кровле средней устойчивости.

Исполнительным органом комбайна «Донбасс-6» является кольцевой бар и две штанги с укрепленными на них дисками, расположенными одна над другой.

Комбайн этого типа работает в Карагандинском бассейне и на некоторых пластах Кузбасса.

Комбайн «Донбасс-7» предназначен для выемки углей мягких и средней крепости при разработке пологих пластов мощностью 2,2—2,6 *м* при кровле, допускающей незакрепленное пространство площадью 8 $м^2$.

Исполнительным органом комбайна является нижний кольцевой бар с отбойной штангой, на которой установлены диски для разрушения нижней пачки угля, и верхняя горизонтальная штанга с дисками для разрушения верхней пачки угля.

Верхняя штанга располагается под тупым углом к линии забоя, что обеспечивает скалывание угля, остающегося между щелями, которые образуются при работе дисков.

Разрушение пачки угля, остающейся между верхней зарубной щелью кольцевого бара и дисками верхней штанги, а также приспособление исполнительного органа комбайна при изменяющейся мощности пласта обеспечивается поднятием и опусканием при помощи гидродомкрата верхней штанги.

Производительность комбайнов «Донбасс» может быть определена по формуле

$$L = \frac{(T - T_{п.з})\, n_c}{\frac{1}{v_п} + \frac{t_у}{l_к} + t_з (2r + b)\, z + t_{пр}} \eta_1, \ м, \qquad (11)$$

где T — продолжительность смены, мин.;
$T_{п.з}$ — время на подготовительно-заключительные операции, мин.;
n_c — число смен по добыче;
$v_п$ — скорость подачи, *м/мин*;
$t_у$ — время установки упорной стойки, мин.;
$l_к$ — длина каната на барабане, *м*;
$t_з$ — время смены одного зубка, мин.;
r — длина захвата цепи бара, *м*;
b — высота захвата цепи бара, *м*;
z — расход зубков на 1 $м^2$ подрубаемой площади, шт.;
$t_{пр}$ — время прочих вспомогательных операций,

$$t_{пр} = 0{,}3 - 0{,}4 \text{ мин.}$$

К числу комбайнов, работающих по принципу крупного скола, относятся комбайны К-14, К-14Г и К-26. Комбайны этого типа работают по схеме в лоб заходки (см. рис. 48, *в*).

Комбайны К-14 и *К-14Г* (рис. 52) предназначены для выемки угля на пологих пластах мощностью 2,5—3,5 *м* при кровле средней и ниже средней устойчивости.

Рабочим органом их являются четыре трехрезцовые коронки *1*, насаженные на два параллельных вала, оси которых расположены в плоскостях, перпендикулярных почве пласта.

Чтобы обеспечить в каждый момент контакт с углем трех-четырех резцов, коронки, установленные на концах одного и того же вала, развернуты одна относительно другой на 60°.

Навалка угля на конвейер осуществляется поперечным кольцевым грузчиком (на рис. 52 не виден), на который он подается двухбаровым загребающим устройством *2*.

Комбайн К-14 перемещается при помощи гидравлического шагающего механизма, а К-14Г — на гусеничном ходу. Оба комбайна имеют устройство *3* для временного поддержания кровли.

Комбайн К-26 (рис. 53) предназначен для выемки крепких и вязких углей и антрацитов при разработке пластов мощностью 1,4—1,9 *м* при кровле средней и ниже средней устойчивости. Комбайн работает в лоб заходки по челноковой схеме и приспособлен для работы совместно с крепью М-39. *

* См. § 97.

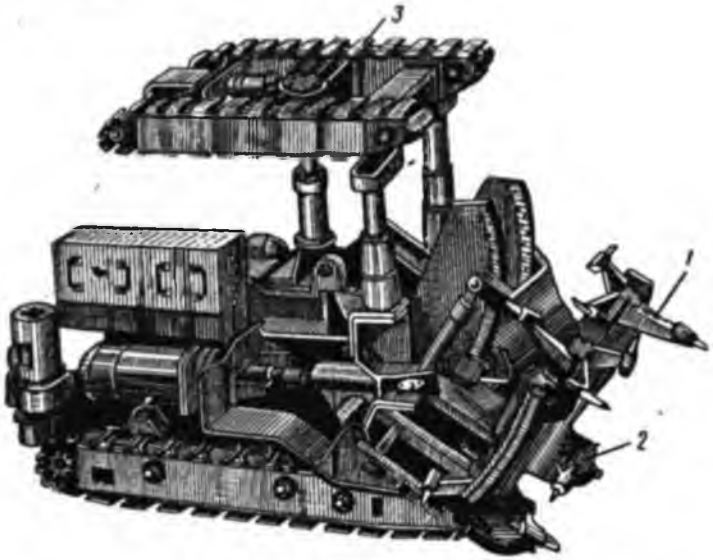


Рис. 52. Горный комбайн К-14Г

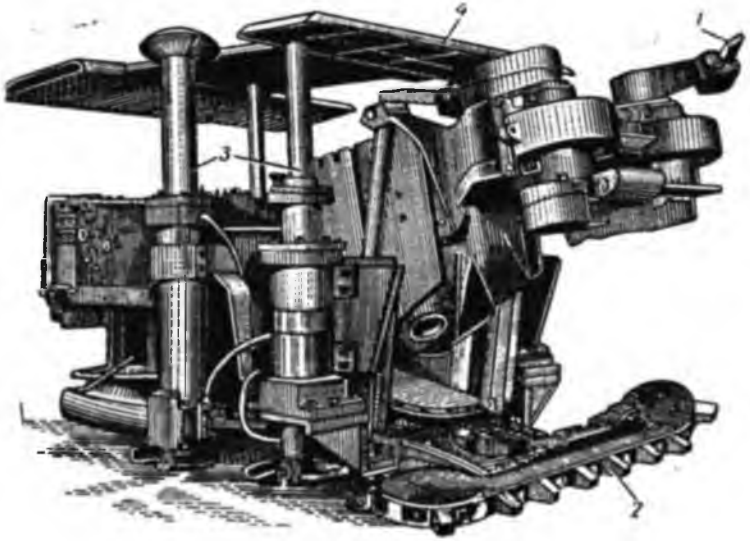


Рис. 53. Горный комбайн К-26

В отличие от комбайнов К-14 и К-14Г коронка исполнительного органа у комбайна К-26 двухлучевая *1*.

Навалка угля на забойный конвейер осуществляется плоским баровым грузчиком *2*, обеспечивающим погрузку на правую и левую стороны. Во время работы комбайны распираются между кровлей и почвой гидравлическими домкратами *3*. По мере выемки угля комбайн перемещается при помощи гидравлического

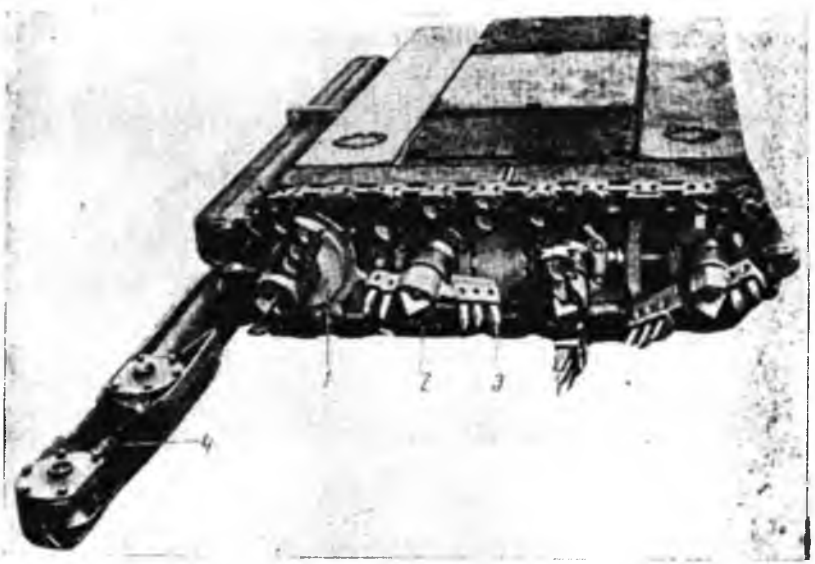


Рис. 54. Комбайн УКТ-2

шагающего механизма. Комбайн имеет устройство *4* для временного поддержания кровли.

Для механизации выемки угля при разработке тонких (0,4—0,8 *м*) пологих пластов создан ряд специальных комбайнов.

Комбайн УКТ-2 (У — угольный, К — комбайн, Т — тонкий, 2 — вторая модель) предназначен для выемки угля и антрацита различной крепости и вязкости при разработке пологих пластов мощностью 0,5—0,75 *м* с кровлей устойчивой и средней устойчивости, допускающей оставление незакрепленного пространства площадью не менее 10 $м^2$.

Исполнительный орган комбайна УКТ-2 состоит из четырех отбойных буроскалывающих коронок *1* (рис. 54), каждая из которых оснащена одним забурником *2* и в зависимости от типо-

размера четырьмя или пятью резцами *3*, расположенными уступами друг к другу на различных радиусах вращения.

Разрушение массива угольного пласта происходит с поверхности забоя заходками путем прорезания резцами отбойных коронок концентрических борозд (рис. 55) и обламывания остающихся гребешков державками резцов. Центральная часть кругового забоя каждой коронки разрушается забурником.

Уголь, остающийся у почвы и кровли пласта между перекрывающими друг друга круговыми забоями соседних коронок, зачищается зубками отбойно-погрузочной цепи, расположенной по контуру забоя позади отбойных коронок.

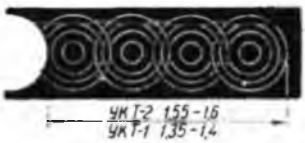


Рис. 55. Схема обработки забоя исполнительным органом комбайна УКТ-2

Навалка отбитого угля на забойный конвейер производится корпусами коронок и кулаками отбойно-погрузочной цепи. Для этого направление вращения всех коронок принято в одну сторону, совпадающим с направлением движения отбойно-погрузочной цепи.

Для механизации выемки особо крепких и вязких углей с 1957 г. выпускаются комбайны УКТ-2м, отличающиеся от УКТ-2 более мощным электродвигателем и усиленной подающей частью.

Комбайн УКТ-2 имеет четыре, а комбайн УКТ-2м три типоразмера сменных рабочих органов, различающихся по высоте (от 0,45 до 0,625 *м*), измеряемой между кончиками внешних зубков отбойно-погрузочной цепи. Соответствующий типоразмер комбайна выбирают в зависимости от мощности пласта.

Комбайны УКТ-2 и УКТ-2м имеют канатную подачу и работают в лоб заходки шириной 1,5—1,6 *м*. Направление комбайна вдоль забоя обеспечивается съемной направляющей лыжей, упирающейся своей передней частью *4* (рис. 54) в забой со стороны очистного пространства, а задней — в раму конвейера. Направляющая лыжа не позволяет комбайну отходить от массива угля. Направление движения комбайна по почве пласта и положение его рабочего органа относительно кровли и почвы пласта регулируется специальным подъемным устройством.

Комбайны УКТ-2 и УКТ-2м работают с конвейерами СКТ-6 и улучшенной Гипроуглемашем их конструкцией КС. *

* См. § 161.

Часовая производительность $Q_{час}$ комбайнов УКТ-2 и УКТ-2м может быть определена по формуле

$$Q_{час} = mr\gamma v_{п}60, \ т. \qquad (12)$$

где m — мощность пласта, *м*;
r — ширина заходки, *м*;
γ — объемный вес угля или антрацита, *т/м*³;
$v_{п}$ — скорость подачи комбайна, *м/мин*;
60 — число минут в часе.

Комбайн УКТ-2 предназначен для двусторонней работы, при которой не требуется спускать его вхолостую вдоль забоя. Для этого в нишах, устраиваемых в верху и в низу лавы, отсоединяют направляющую лыжу, разворачивают комбайн, присоединяют направляющую лыжу с другой его стороны и переставляют режущий инструмент на коронках и режущей цепи для работы в обратном направлении.

Для работы на тонких пологих пластах предназначены также комбайны «Горняк», УКМГ-1, «Шахтер-2» и К-8д.

Комбайн «Горняк» (рис. 56, *а*) предназначен для механизации выемки крепких и вязких углей и антрацитов с хорошо выраженным кливажем при разработке пологих пластов мощностью 0,6—0,8 *м* при кровле, допускающей обнажение не менее 8 *м*². Этот комбайн не рекомендуется применять при наличии у пластов верхней пачки, прочно связанной с кровлей («присухи»), а также на пластах с вязкими и с бескливажными углями.

Компоновка комбайна «Горняк» и схема его работы напоминают комбайн «Донбасс-2», но в конструкции основных узлов имеются отличия.

Для лучшей работы в различных условиях залегания пластов кольцевой бар изготовляют двух размеров: 0,51 и 0,61 *м* с захватом 1,8 и 1,65 *м*.

Режущая цепь кольцевого бара одновременно подрубает уголь в трех плоскостях, как у комбайна «Донбасс-1». Зарубной штыб удаляется шнековым расштыбовщиком, обеспечивающим отбор его от режущей цепи и выбрасывание на забойный конвейер.

Подрубленная пачка угля, имеющая в зависимости от высоты бара толщину 240 или 340 *мм*, нависает консольно и под действием собственного веса ломается и опускается на почву пласта. Уголь в осевшей пачке разрушается на транспортабельные куски и грузится на забойный конвейер скребками кольцевого грузчика. Кольцевой грузчик обеспечивает навалку угля на забойный конвейер СКТ-6 даже при наличии между забоем и конвейером ряда крепи. Если несколько приподнять кольцевой грузчик

при помощи специального приспособления, то он может грузить уголь также и на конвейер СКР-11.

Значительная энерговооруженность комбайна «Горняк» (главный электродвигатель имеет часовую мощность 65 *квт* и электродвигатель грузчика — 35 *квт*) обеспечивает его высокопроизводительную работу при крепких углях и антрацитах.

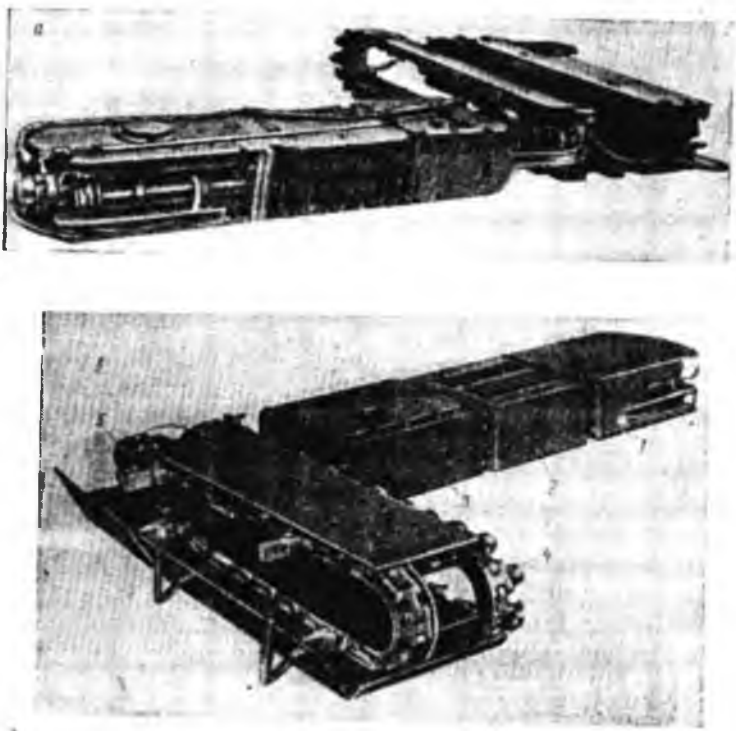


Рис. 56. Угольные комбайны:
а — „Горняк"; *б* — „Шахтер-2"; *1* — подающая часть; *2* — главный электродвигатель; *3* — редуктор режущей цепи и расштыбовщика; *4* — кольцевой бар; *5* — кольцевой грузчик

Комбайн «Шахтер-2» (рис. 56, *б*) является улучшенной моделью комбайна «Шахтер-1» и предназначен для выемки углей мягких и средней крепости при разработке пологих пластов мощностью 0,5—0,7 *м* с кровлей средней и ниже средней устойчивости, допускающей обнажение 5—7 $м^2$ (по простиранию от забоя до первого ряда стоек 2,6 *м* и по восстанию 1,8—2,7 *м*).

Комбайн «Шахтер-2» построен на базе врубовой машины КМП-2 и имеет контурный бар с режущей цепью на переднем

ручье и погрузочно-скребковой цепью на тыльной стороне бара.

Режущая цепь производит кольцевой вруб. Нижняя ветвь ее выносит штыб и грузит его на забойный конвейер.

Подрубленная кольцевым баром пачка угля при падении на металлическую постель разрушается и вместе с обрушающимся

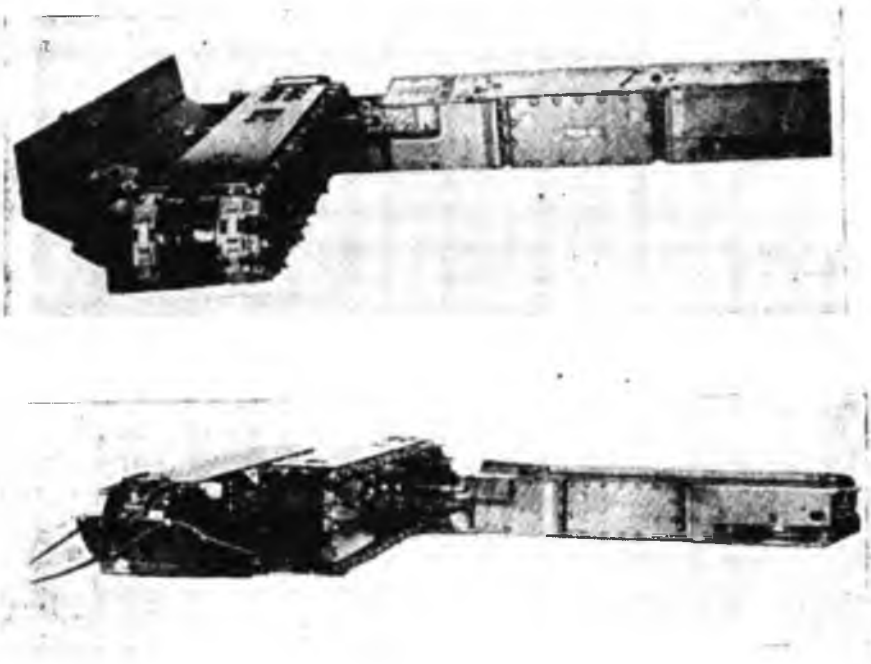


Рис. 57. Комбайн «Кировец»:
а — с погрузочным щитком; *б* — с кольцевым грузчиком

на эту же постель углем из пачки, остающейся выше бара, выносится скребками кольцевого бара и грузится на забойный конвейер.

Высоту бара можно изменять от 450 до 600 *мм* за счет смены некоторых узлов бара и приводной головки.

Взамен комбайнов «Горняк» и «Шахтер-2» в настоящее время выпускается для выемки пологопадающих пластов угля и антрацита средней крепости и крепких мощностью 0,55—0,85 *м* при кровле, допускающей обнажение 5 $м^2$, комбайн «Кировец» в двух модификациях: с погрузочным щитком (рис. 57, *а*) и с кольцевым грузчиком (рис. 57, *б*).

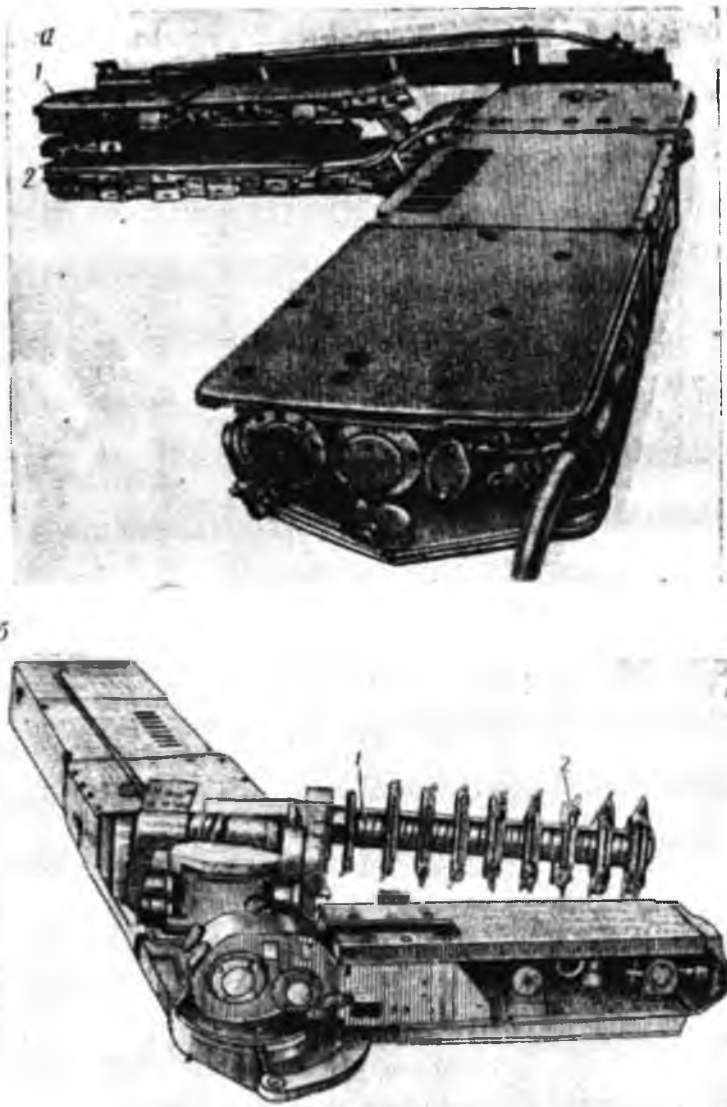


Рис. 58, *а*, *б*. Комбайны:
а — УКМГ-2м; *б* — К-8Д

Комбайн УКМГ-2м (рис. 58) предназначен для выемки углей мягких и средней крепости, но не вязких и не склонных к саморазваливанию, при разработке пологих пластов мощностью 0,4—0,7 *м* с кровлей средней устойчивости.

Комбайн УКМГ-2м сконструирован на основе врубовой машины ГТК-35, режущая часть которой перевернута на 180° и снабжена двумя барами — верхним прямым *1* и нижним ступенчатым *2*.

На базе врубовой машины КМП-2 выпускается модификация комбайна УКМГ-47.



Рис. 58, *в*. Комбайн К-8Н

Цепь верхнего бара приводится в движение при помощи режущей цепи нижнего бара через сдвоенную звездочку, расположенную на концах баров. Между барами в их конце имеется режущий диск. Глубина захвата 1,65 *м*.

Расстояние верхнего бара от почвы пласта до концов верхних зубков можно менять посредством смены деталей в пределах 0,35—0,40—0,50 *м*. За барами расположен наклонный погрузочный щиток, прикрепленный к режущей части машины.

Направление движения режущих цепей противоположно обычно принятому во врубовых машинах: передние ветви их подрезают уголь, а задние транспортируют его, поднимая у забойного конвейера на высоту перевернутой режущей части машины и сбрасывая на конвейер. Для лучшей погрузки угля цепь нижнего бара снабжена лопатками, вписывающимися в зарубную щель.

Указанное направление режущих частей заставляет комбайн прижиматься к рештакам конвейера, что исключает просыпание угля при его погрузке на конвейер. Комбайн УКМГ-2м применяют в комплексе со скребковым конвейером СКТ-6. Между рабочей и холостой ветвями конвейера обязательно устанавливают

стойки, которые удерживают конвейер от смещения в сторону выработанного пространства.

К корпусу комбайна, в месте погрузки угля на забойный конвейер, прикреплен пылегасительный щиток. Этот щиток, кроме того, направляет уголь на рабочую ветвь забойного конвейера СКТ-6, устраняя перебрасывание его на холостую ветвь.

Подрезанная со всех сторон между врубовыми щелями пачка угля легко разваливается. При отсутствии «присухи» остающаяся у кровли пласта пачка угля толщиной 50—100 *мм* отслаивается от кровли и рассыпается прежде, чем к данному месту приблизится погрузочный щиток. При наличии «присухи» эту пачку приходится отбивать и грузить вручную.

Комбайн К-8Д (рис. 58, *б*) предназначен для выемки крепких и вязких углей при разработке пологих пластов мощностью 0,55—0,8 *м* с кровлей, допускающей обнажение не менее 6 $м^2$. Комбайн К-8Д построен на базе врубовой машины КМП-2. Исполнительным органом его является штанга *1* с дисками *2*, расположенными под углом к продольной оси комбайна, что обеспечивает при подвигании комбайна разрушение гребней угля, образующихся между щелями от дисков.

Штанга может устанавливаться на различной высоте по мощности пласта, подниматься или опускаться и совершать качательные движения, что обеспечивает выемку угля на всю мощность пласта. Число дисков на штанге в зависимости от характера угля может быть различным: 11,9 и 8.

Навалка угля на конвейер производится кольцевым грузчиком, аналогично грузчикам комбайнов «Донбасс» и «Горняк».

Конструкция комбайна К-8Д позволяет заводить в массив угля штангу и грузчик без предварительного устройства ниш, что является его преимуществом по сравнению с другими комбайнами. Выемка угля при этом производится исполнительным органом комбайна, а выгрузка его — грузчиком.

На шахте «Черкасская-Северная» № 1 (Донбасс) успешно прошел промышленные испытания комбайн К-8Н (рис. 58, *в*), предназначенный для выемки крепких и вязких углей на наклонных пластах мощностью 0,6—1,2 *м* с углом падения до 50°. Исполнительный орган комбайна состоит из двух штанг с режущими дисками.

§ 19. ГОРНЫЕ КОМБАЙНЫ ДЛЯ КРУТЫХ ПЛАСТОВ

Для механизации выемки крутых пластов угля созданы комбайны ККП-1, ККП-2, К-19, К-32 и УКШ.

При пластах мощностью от 0,8 до 1,3 *м* с углом падения 45—80° применяют *комбайн ККП-1* (рис. 59), работающий по принципу скалывания угля с поверхности забоя. Как показал

опыт применения этого комбайна в Донбассе, он заменяет труд 8—12 забойщиков в каждой лаве.

Основными частями комбайна ККП-1 являются рама *1*, исполнительный орган *2* в виде трехзубковой коронки, располагающейся с нижней стороны рамы, с приводом *3*, предохранитель-



Рис. 59. Комбайн ККП-1

ный полок *4* и прицепное устройство *5*. Комбайн скалывает уголь в направлении сверху вниз.

Во время работы комбайна рама *1* располагается диагонально к линии простирания, а предохранительный полок — по простиранию. Этот полок защищает машиниста комбайна; на нем же располагается крепильщик, устанавливающий крепь вслед за подвиганием комбайна.

Привод *3* комбайна на 0,8 *м* выходит за габариты рамы в сторону очистного пространства, что вызывает необходимость оставления незакрепленного пространства шириной 0,9 *м*.

Отделение угля на глубину 80—200 *мм* происходит в процессе перемещения режущей коронки по раме. Диаметр коронки в зависимости от мощности пласта изменяется в пределах от 750 до 1000 *мм*. Комбайн подвешивается на канате при помощи прицепного устройства 5 и опускается под действием силы тяжести.

Выемка угля комбайном ККП-1 производится полосами по падению шириной 1,8—2 *м*. Для установки комбайна перед началом выемки очередной полосы под вентиляционным штреком устраивается ниша длиной по падению 4 *м*.

Во время работы комбайн висит на канате и тремя лапами опорной рамы опирается на почву пласта.

Для предупреждения выхода комбайна из диагонального забоя предусмотрена боковая лыжа, опирающаяся на первый ряд призабойной крепи.

При движении коронки в одном направлении происходит скалывание угля с поверхности забоя полосы. Сколотый уголь под действием собственного веса ссыпается в нижнюю часть очистного пространства лавы — в «магазин», который образуется путем выемки нижнего уступа длиной по падению 10 *м* и по простиранию — несколько метров. В исходное положение коронка возвращается вхолостую. Когда она окажется на некотором расстоянии от конца направляющей рамы, последняя вместе с шарнирно соединенной вертикальной частью и горизонтальным полком комбайна опускается на 100—200 *мм*, что соответствует толщине отделяемой стружки. Включение лебедки, установленной на верхнем штреке, для сматывания каната и опускания комбайна производится машинистом комбайна дистанционно.

Скорость подачи комбайна сверху вниз 0,4—0,5 *м/мин*. Комбайн ККП-1 имеет пневматический двигатель мощностью 30 *л. с.*, а тяговая лебедка к нему — 16 *л. с.* Сжатый воздух к комбайну подводится по гибким резиновым шлангам.

Когда комбайн опустится до нижнего уступа, в ремонтно-подготовительную смену его демонтируют: опорную и основную направляющую рамы располагают по направлению падения пласта в полосе 0,9 *м*. В таком положении комбайн поднимается в верхнюю часть лавы.

В настоящее время выпускается модернизированый тип комбайна ККП-1 под маркой ККП-2, состоящий из тех же узлов, что и первый, но имеющий две двухрезцовые коронки. Работает комбайн ККП-2 по той же схеме, что и комбайн ККП-1.

Для приспособления к мощности пласта комбайн ККП-2 имеет коронки двух типоразмеров — 0,65 — 0,95 *м* и 0,9—1,3 *м*.

В транспортном положении ширина комбайна ККП-2 составляет 0,8 *м*. Незакрепленное пространство при работе этого комбайна составляет 8,75 $м^2$ против 13—14 $м^2$ при работе комбайна

ККП-1. Поэтому его можно применять только на пластах с кровлей, допускающей такое обнажение.

Угольный комбайн К-19 (рис. 60) предназначен для выемки угля средней крепости и крепкого при разработке крутых пластов мощностью 0,5—0,85 *м* с углом падения 45—70°.

Комбайн К-19 работает, как и комбайны ККП, в направлении сверху вниз, но при нем забой заходки не прямолинеен, а имеет форму дуги. Рабочим органом комбайна является отбойное устройство, состоящее из коронки *1*, редуктора *2* и пневматического двигателя *3*. Во время работы отбойное устройство совершает возвратно-поступательное движение в плоскости пласта, качаясь на оси шарнира *4* внутри треугольника, образованного основной рамой *5* комбайна, предохранительным полком *6* и направляющей рамой *7*.



Рис. 60. Комбайн К-19

Поворот рабочего органа осуществляется при помощи гидравлического устройства *8*. При этом гидравлические стойки *9* раскрепляют комбайн между почвой и кровлей пласта.

Во время работы комбайн К-19, как и комбайны ККП, удерживается на канате, закрепленном на барабане лебедки, устанавливаемой на верхнем штреке.

Толщина снимаемой стружки угля, в зависимости от его крепости, составляет 40—100 *мм*. Отбойка угля резцами коронки производится непрерывно в обоих направлениях (без холостого хода коронки). Рабочий цикл работы коронки осуществляется автоматически, что обеспечивает возможность длительной работы комбайна без машиниста.

Для работы комбайна К-19 требуется еще меньше незакрепленной площади, чем при комбайне ККП-2, всего 5,5 $м^2$.

Комбайн К-32 создан на базе комбайна УКТ-1 и предназначен для выемки мягкого и средней крепости угля при разработке крутых пластов мощностью 0,6—1,2 *м* с углом падения 50—90°.



Рис. 61. Комбайн К-32

Комбайн К-32 (рис. 61), как и описанные комбайны для крутого падения, имеет рабочий ход сверху вниз и холостой в обратном направлении. При рабочем ходе комбайн, подвешенный на канате предохранительной лебедки, устанавливаемой на верхнем штреке, опускается под собственным весом, вынимая полосу угля шириной 1 *м*.

Исполнительный орган комбайна состоит из двух шнеков *1* (верхнего и нижнего) с укрепленными на их краях зубцами *2* и расположенными сзади их скалывающими клиньями и двух баров *3*, режущие цепи которых приводят в движение шнеки.

Зубки шнеков прорезают в массиве угля щели, а клинья разрушают образующиеся при этом гребни пласта. Техническая характеристика горных комбайнов для пластов крутого падения приведена в табл. 5.

Таблица 5

Основная техническая характеристика горных комбайнов для крутых пластов

Технические показатели	Тип комбайна			
	ККП-1	ККП-2	К-19	К-32
Производительность, *т/час* . .	До 50	45—195	43—66	До 50
Ширина захвата, *м* . . .	2—2,2	2,1—2,3	2—2,2	1

Продолж. табл. 5

Технические показатели	Тип комбайна			
	ККП-1	ККП-2	К-19	К-32
Глубина стружки, *мм*	50—200	50—100	75—20	—
Число резцов в отбойной коронке	3	1—2	3	—
Мощность пневматического двигателя при давлении сжатого воздуха 3 *ати*, *л. с.*	32	30	25—26	30
Основные размеры, *м*:				
в рабочем положении				
в положении для подъема				
длина	3,2 / 4,04	4,0—4,2 / 4,43	6,0 / 5,8	3,6
ширина	2,88 / 0,80	2,42 / 0,80	2,20 / 0,70	1,13 / 0,77
высота	0,76—1,04 / 0,69	0,60—0,93 / 0,56	0,45—0,85 / 0,45	0,56
Вес, *т*	3	3,8	4,25	3,6

§ 20. ПРОХОДЧЕСКИЕ И НАРЕЗНЫЕ ГОРНЫЕ КОМБАЙНЫ

Горные комбайны для проведения выработок по углю

Комбайны для проведения подготовительных выработок по способу действия исполнительного органа могут осуществлять резание и скалывание породы, а также бурение.

В настоящее время отечественные заводы для проведения выработок по углю выпускают комбайны ПК-2м, ШБМ-1, ПКГ-3, ПК-3, ПКС-1, ДГИ-2м.

Проходческий комбайн ПК-2м (П — проходческий, К — комбайн, *2* — вторая модель, м — модернизированный) предназначен для проведения штреков трапециевидного сечения в пластах минимальной мощностью 2,5 *м* при углях средней крепости. Основные части комбайна: режущая, забирающая, погрузочная и ходовая.

Режущая часть состоит из двух вертикальных баров *1* (рис. 82), устанавливаемых в горизонтальной плоскости под углом 50—70° (в зависимости от высоты выработки). Оба бара соединены верхней и нижней рамами. Режущие цепи снабжены двумя рядами зубков *3*. Нижние звездочки *2* являются ведущими,



Рис 62 Комбайн ПК-2м

верхние — направляющими. Каждая пара звездочек расположена на общем валу.

Трапециевидное сечение штрека обеспечивается за счет наклона баров относительно вертикальной плоскости на 25—34° (в зависимости от высоты выработки) и качательного движения их во время работы в горизонтальной плоскости из крайнего правого в крайнее левое положение и обратно.

Двигатели гусеничного хода для подачи комбайна на забой включаются автоматически автоподатчиком в те моменты, когда бары находятся в крайнем левом или правом положении.

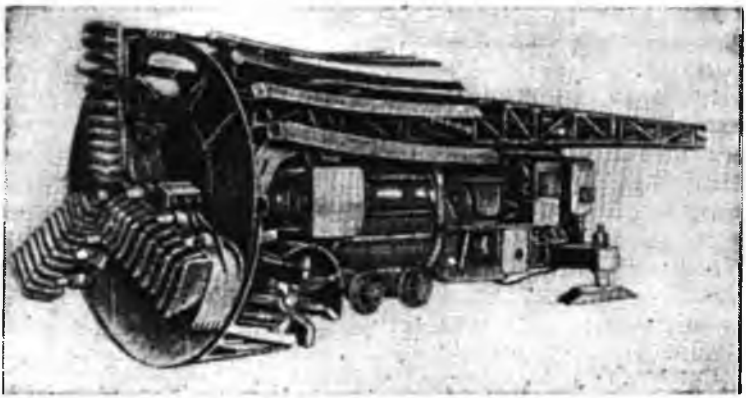


Рис. 63. Проходческий комбайн ШБМ-1у

Отбитый уголь попадает на скребковый конвейер *4* (см. рис. 62), который перегружает его через воронку на ленточный конвейер *5*. Последний имеет разгрузочную стрелу длиной около 4 *м*, могущую поворачиваться относительно оси комбайна на 10—15° и грузящую уголь в вагонетки или на конвейер, установленный в штреке.

Комбайн ПК-2м применяют в основном в Подмосковном бассейне для проведения непрофилированных выработок (сборных и бортовых штреков сечением от 5,6 до 8 $м^2$).

Комбайн ШБМ-1у (Ш — штрековая, Б — буровая, М — машина, 1у — первая унифицированная модель) (рис. 63) предназначен для проведения однопутевых штреков круглого или арочного сечения по углю и некрепким породам.

Комбайн этот обеспечивает полную механизацию разрушения угля и породы в забое, погрузку их в вагонетки или на конвейер, а также позволяет осуществить частичную механизацию работ по возведению крепи — подъем верхней арочной части ее.

Рабочий орган комбайна — буроскалывающего типа. Выполнен он в виде трехлучевой звезды диаметром 3 *м*, которая оснащена резцами и отделена от остальной части комбайна круглым металлическим щитом.

Резцы рабочего органа прорезают в массиве угля или породы щели шириной 35 *мм* и глубиной до 300 *мм*. Образующиеся между щелями гребни шириной до 120 *мм* скалываются коническими скалывателями, установленными на лучах рабочего органа.

Отделенные от массива уголь и порода скапливаются между забоем и отгораживающим щитом, откуда убираются ковшами, укрепленными на конце лучей, и грузятся через окно в верхней части щита на ленточный конвейер. Длина консольной части конвейера 6,2 *м*.

Передвигается комбайн ШБМ-1у по принципу шагания при помощи четырех гидродомкратов. Направление комбайна во время работы контролируется при помощи специального светового прибора УНС-1.

Разделка круглого сечения выработки в арочное осуществляется при помощи бермовых фрез, укрепленных на передней опоре комбайна, каждая из которых приводится в движение индивидуальным электродвигателем мощностью 11 *квт*. Уголь (или порода), разрушенный фрезами, остается на подошве штрека.

Комбайн ШБМ-1у может работать не только в прямолинейных выработках, но и на закруглениях при минимальном радиусе 25 *м*. Он может быть применен также при проведении наклонных выработок с углом наклона до 10°.

В Донбассе на шахте им. Челюскинцев при проведении штреков комбайном ШБМ-1у была достигнута устойчивая скорость 300 *м/мес*.

Комбайн ПКГ-3 (П — проходческий, К — комбайн, Г — Гуменника, 3 — третья модель) (рис. 64) предназначен для проведения однопутевых промежуточных и вентиляционных штреков, бремсбергов с наклоном до 30° и уклонов до 15°. Форма сечения горных выработок — арочная.

Основные части комбайна ПКГ-3: рабочий орган с приводом, скребковый конвейер, гусеничный ход, верхняя (распорная) гусеница и перегружатель.

Рабочий орган комбайна ПКГ-3 диаметром 2,3 *м* состоит из двух валов с набором по 9 фрезерных дисков диаметром 440—650 *мм* на каждом и буровой коронки диаметром 650 *мм* с расширителем в центре. Поперечному сечению выработки придается арочная форма при помощи боковых фрез диаметром 500—600 *мм*.

Подача рабочего органа на забой и подтягивание ленточного перегружателя производятся гусеничным ходом комбайна.

Отбитый уголь скапливается между забоем и лобовым щитом, откуда зачерпывается четырьмя ковшами, установленными на рабочем органе, и перегружается через окно в лобовом щите в бункер; из бункера уголь поступает на скребковый конвейер

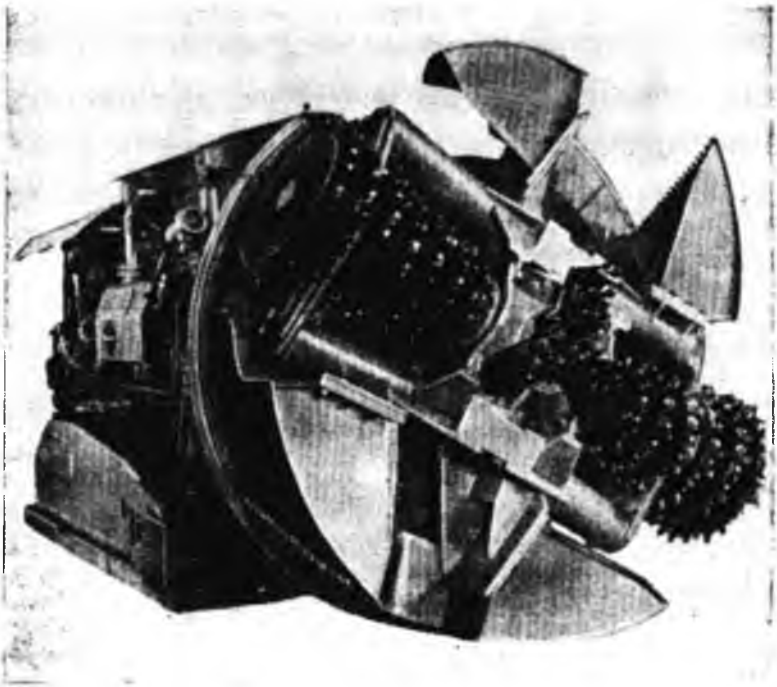


Рис. 64. Проходческий комбайн ПКГ-3

комбайна, а затем — на ленточный перегружатель, который грузит его на скребковый конвейер СКР-11, установленный в выработке. Удлиненный ленточный перегружатель обеспечивает проведение до 18 *м* выработки без наращивания конвейера СКР-11. Конструкция комбайна допускает установку крепи только на расстоянии 6 *м* от забоя.

В зависимости от крепости угля у комбайна ПКГ-3 предусмотрено шесть скоростей движения гусеничного хода.

Для проведения вспомогательных горизонтальных выработок арочного сечения по углю любой крепости и разрезных печей

с углом подъема от 5 до 30° предназначен комбайн ПКГ-4, в котором механическая отбойка угля сочетается с гидравлической транспортировкой его от забоя. Диаметр проводимой комбайном ПКГ-4 выработки равен 1,8 *м*. Расчетная скорость проходки 30 *м/час*.

Комбайн ПК-3 (рис. 65) предназначен для проведения однопутевых выработок по углю, породе и смешанному забою в условиях Подмосковного, Челябинского и других аналогичных бассейнов. При работе по смешанному забою комбайн обеспечивает

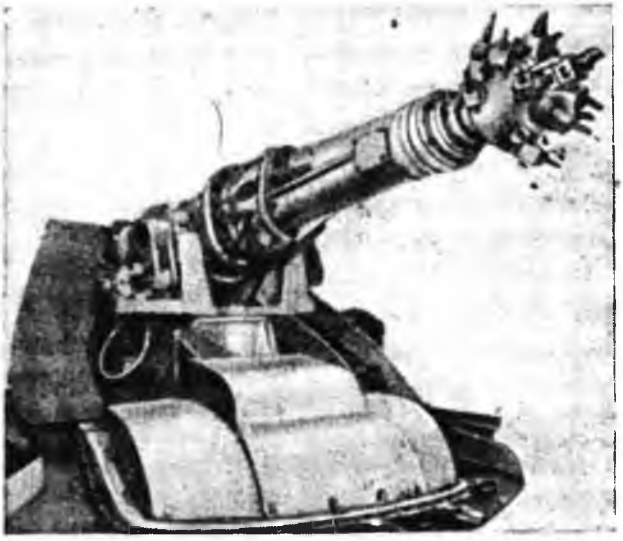


Рис. 65. Проходческий комбайн ПК-3

раздельную выемку угля и породы. Конструкция комбайна обеспечивает возможность крепления выработки под самый забой, что при слабой кровле выработки имеет большое значение.

Исполнительный орган комбайна ПК-3 представляет собой коническую отбойную головку, закрепленную на стреле и оснащенную четырнадцатью резцами от комбайна УКТ-2. Специальные подъемное и поворотное устройства позволяют отбойной головке перемещаться в любом заданном направлении.

Во время работы комбайн устанавливают по оси выработки, и стрела рабочего органа с режущей головкой приводится в правый или левый угол забоя. Из этого положения комбайн при помощи гусеничного хода подается вперед на глубину, равную, примерно длине отбойной головки, которая при этом внедряется

в уголь. Поворотом стрелы вправо или влево уголь полосами постепенно вынимается по всему забою.

При смешанном забое обычно сначала вынимают породу в нижней части забоя.

Отбитый уголь (или порода) из призабойного пространства забирается скребковым кольцевым конвейером комбайна и доставляется к разгрузочной течке, через которую попадает на перегружатель, грузящий его в вагонетки.

Перегружатель комбайна ПК-3 состоит из отдельных секций и может изгибаться в вертикальной плоскости. Во время работы комбайна его подвешивают на роликовых подвесках к верхнякам крепи.

Для удаления из забоя воды комбайн оборудован шламовым насосом.

Комбайн ПКС-2 (рис. 66) предназначен для проведения горизонтальных подготовительных выработок трапециевидного сечения в мощных пластах полностью по углю и в пластах средней мощности с присечкой породы. Путем смены элементов рабочего органа (коронок) размеры поперечного сечения выработки могут изменяться: по высоте от 2 до 2,2 *м* и по ширине понизу от 2,7 до 2,95 *м*.



Рис. 66. Проходческий комбайн ПКС-2

Рабочий орган комбайна состоит из трех трехрезцовых коронок крупного скола, установленных на общей раме (корпусе редуктора) одна над другой с наклоном к вертикали на угол 10°.

Скалывание угля с поверхности забоя происходит при одновременном вращении коронок вокруг своих осей и дугообразном движении рабочего органа по забою.

Отбитый уголь забирается кольцевым скребковым конвейером, передающим его на перегружатель, который грузит уголь на штрековый конвейер. Ленточный конвейер позволяет проходить выработку на длину до 8 *м* без наращивания штрекового конвейера.

Комбайн ПКС-2 снабжен уклономером для контроля за проведением выработки, специальным буром для бурения лунок под стойки деревянной крепи и шагающим щитовым устройством с гидравлическим управлением, позволяющим поддерживать кровлю выработки в непосредственной близости от забоя. Подача комбайна шагающая, гидравлическая.

Основная техническая характеристика проходческих комбайнов по углю приведена в табл. 6.

Таблица 6

Основная техническая характеристика проходческих комбайнов

Наименование технического показателя	Комбайн				
	ПК-2м	ШБМ-1у	ПКГ-3	ПК-3	ПКС-2
Производительность в смену, *м*	8—15	1,5*м/час*	До 60	8—14	40
Форма сечения выработки	Трапециевидная	Арочная	Арочная	Трапециевидная	Трапециевидная
Размер поперечного сечения вчерне, $м^2$	5,1—8,05	7,5	4,3	5—8,5	5,8—4,8
Наибольший угол при проведении выработок по восстанию, *град.*	10	10	30	—	—
Наибольший угол при проведении выработок по падению, *град.*	—	10	15	—	—
Мощность электродвигателей, *квт*:					
рабочего органа	32	75	40	20	20
гусеничного хода	2,7	—	3	2,7	—
конвейера	—	4,2	3,5	8+4,2	6
масляного насоса	—	—	—	6	6
гидронасоса	—	4	—	—	—
шламового насоса	—	—	—	8	—
Напряжение, *в*	220 380	380	380	380	380
Основные размеры комбайна в рабочем положении, *м*:					
длина	10,17	6,25	6	6	5,2—5,1
высота	2,76—2,1	1,75	2,3	1,7	2,2—2,0
ширина	2,62—3,17	1,35	2,3	2,43—2,83	2,7—2,2
Удельное давление на грунт, $кг/см^2$	0,8	—	—	—	—
Общий вес, *т*	10,5	30	13	16,7	10,2

Для проведения горизонтальных и наклонных (с уклоном или подъемом до 5°) выработок круглого (диаметром 3 *м*) и арочного сечений по породе разработан *комбайн ППК-2* (П — проходческий, П — породный, К — комбайн, 2 — вторая модель).

Разрушающим породу органом при работе в крепких породах являются шарошки; для работы по породам менее крепким шарошки заменяют специальными резцами.

Передвижение комбайна ППК-2 осуществляется при помощи шагающей системы с гидравлической подачей. Комбайн ППК-2 может работать не только на прямолинейных участках, но и на кривых с радиусом не менее 25 *м*.

Общая мощность установленных на комбайне двигателей составляет 120 *квт*. Скорость проведения выработок при помощи комбайна ППК-2 — от 100 до 300 *м* в месяц.

Для успешной работы комбайнов ППК-2 в крепких породах требуется значительное осевое усилие (до 200 *т* и более), которое осуществить в подземных условиях затруднительно. Поэтому комбайны ППК-2 промышленного распространения не получили.

Для проведения подготовительных выработок по углю в пологих пластах предназначены нарезные комбайны.

Нарезной комбайн КН-1 (рис. 67, *а*) может работать по простиранию, падению и восстанию в пластах мощностью 0,6—1,3 *м* и служит для проведения разрезных печей, а также для выемки угля при проведении штреков, бремсбергов и уклонов. Ширина проводимой комбайном выработки 3,6 *м*.

Основные части комбайна: рабочий орган с редуктором, электродвигатель, подающая часть, распорная рама и погрузочный конвейер.

Исполнительным органом комбайна КН-1 являются два бара с режущими цепями и отбойными головками на их конце, которые состоят из дисков, оснащенных режущими зубками. Число дисков зависит от мощности пласта.

Распорная рама охватывает корпус комбайна и во время работы его распирается между почвой и кровлей пласта гидравлическими домкратами. Подача комбайна канатная. Комбайн КН-1 начинает работу с разведенными барами (отбойные головки находятся в углах выработки). При подаче комбайна на забой со включенным исполнительным органом отбойные головки внедряются в массив угля на глубину 0,5 *м*. После этого бары сводятся друг к другу.

Отбитый уголь захватывается цепями баров и транспортируется к скребковому конвейеру комбайна, доставляющему его в воронку. Через последнюю уголь грузится на конвейер.

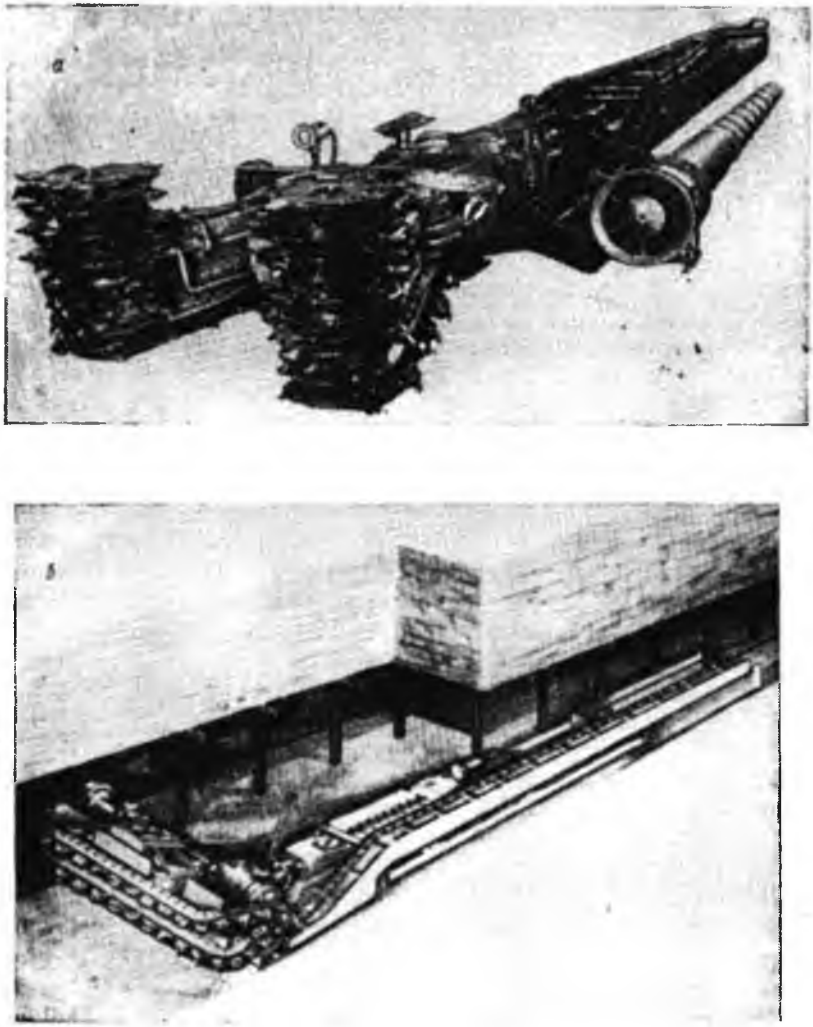


Рис. 67. Нарезные комбайны:
а – КН-1; *б* — КН-2

наращиваемый вслед за подвиганием комбайна, или на скреперную дорогу при доставке его к погрузочному пункту скрепером.[1]

Крепь можно устанавливать непосредственно за барами, вследствие чего площадь незакрепленного пространства составляет всего 5 *м*^{2}.

Нарезной комбайн КН-2 (рис. 67, *б*) предназначен для проведения тех же выработок, что и комбайн КН-1, при мощности пластов 0,7—1,2 *м* и угле падения до 18°. Ширина проводимой выработки составляет 2,6 *м*.

Исполнительным органом комбайна являются верхний и нижний бары с режущими цепями. Верхний бар совершает при помощи специального механизма качательные движения от почвы к кровле и обратно. Зубки верхней режущей цепи снимают стружку угля по всей площади забоя. Амплитуда колебаний зависит от мощности пласта.

Отбитый уголь падает на нижнюю ветвь режущей цепи и грузится ею на погрузочный скребковый конвейер комбайна со скребками консольного типа.

Рабочий процесс комбайна слагается из двух чередующихся операций: подачи комбайна на забой на величину стружки (20—40 *мм*) и качаний верхнего бара. Подача комбайна КН-2 канатная. Комбайны КН-1 и КН-2 обеспечивают скорость проведения выработок до 10—15 *м* в смену.

§ 21 НЕКОТОРЫЕ ЗАРУБЕЖНЫЕ КОМБАЙНЫ

В Венгрии, Польше и Китае выпускаются комбайны, по конструкции аналогичные комбайну «Донбасс-1». Кроме того, разрабатываются и внедряются новые комбайны оригинальной конструкции.

В Польше выпускаются комбайны КВ-52, сконструированные на базе врубовых машин и предназначенные для выемки угля на пластах мощностью 0,9—1,6 *м* с углом падения до 15°.

Исполнительным органом комбайна являются контурный бар, отбойная штанга с дисками и отрезной бар, образующий вертикальную врубовую щель. Отбитый уголь грузится на забойный конвейер при помощи цепного грузчика.

Шахтные испытания проходит узкозахватный комбайн, исполнительным органом которого являются четыре диска, посаженные на одном горизонтальном валу и снабженные двумя-четырьмя заостренными клеваками. Ширина захвата 0,4—0,6 *м*.

Комбайн предназначен для выемки пластов мощностью 1,4—2 *м*.

[1] См. § 164.

Чехословацкий комбайн «Острава-500» создан на базе комбайна «Донбасс» и работает по челноковой схеме.

Основные его узлы: два идентичных исполнительных органа в виде контурных баров, сдвоенный грузчик, расположенный между ними, два редуктора и два электрических или пневматических двигателя. Исполнительные органы и грузчик расположены в середине комбайна. При рабочем ходе работает один исполнительный орган и грузчик.

При крепких и вязких углях устанавливают отбойную штангу с дисками. Подающая часть отделена от комбайна и устанавливается на штреках. Подача канатная.

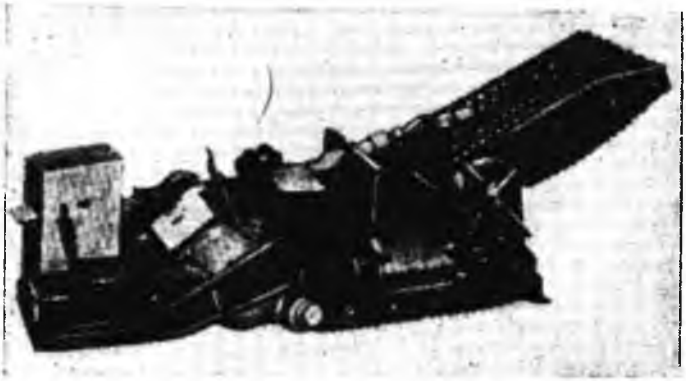


Рис. 68. Комбайн «Петефи»

В Чехословакии выпускают также проходческий комбайн «Батя».

Рабочим органом его являются три вращающиеся диска: один большой диаметром 1,9 *м* и два малых диаметром 0,85 *м*. Малые диски насажены на большой и вращаются в противоположные стороны. Каждый из них снабжен двенадцатью зубками. На большом диске посажены 12 черпаков, которые захватывают отбитый уголь и перегружают его на ленточный конвейер комбайна.

Венгерский комбайн «Петефи» (рис. 68), по конструкции сходный с рядом комбайнов других стран («Доско» — Канада, «Джой» — США), смонтирован на гусеничном ходу и предназначен для работы в лоб заходки при разработке пологих пластов мощностью более 1 *м*. Комбайн выполнен симметрично, что обеспечивает его работу в правом и левом забоях, а также по челноковой схеме без холостого хода.

Исполнительным органом комбайна «Петефи» (и аналогичных ему по конструкции) является подъемно-поворотная головка

с набором семи режущих цепей. Отделенный от забоя уголь передается на поперечный ленточный конвейер, который грузит его на забойный конвейер.



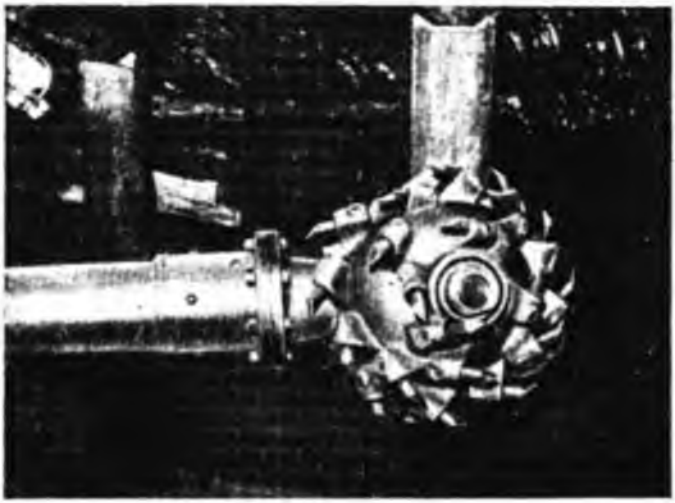


Рис. 69. Проходческий комбайн Ф-4:
а — общий вид; *б* — исполнительный орган (фреза)

Комбайн «Петефи» может быть использован также и для проведения подготовительных выработок по углю.

В Венгрии выпускается также проходческий комбайн Ф-4 (рис. 69). Исполнительный орган в виде двух полусфер расположен на стреле, подъем и поворот которой осуществляется при помощи гидравлического устройства.

Полусферы диаметром 50 *см* оснащены 42 зубками и вращаются в противоположных направлениях.

Отбитый уголь падает на широкий погрузочный полок и захватывается двумя скребковыми устройствами пропеллерного типа, лопасти которого грузят уголь на скребковый конвейер. Комбайн смонтирован на гусеничном ходу.

В США наибольшее распространение получили комбайны «Джой», которые выпускаются трех типов: 3-ICM, 4-ICM и WM-2 соответственно для пластов мощностью 1,2—1,65 *м*, 1,55—2,6 *м* и 0,75—1,3 *м*.

Комбайны первых двух типов имеют гусеничную подачу. Исполнительный орган их состоит из шести режущих цепей, объединенных в одном блоке (как у комбайнов «Петефи»), ширина которого 0,75 *м* и длина 1,32 *м*. На каждой цепи закреплено по двадцать режущих зубков.

В комбайне «Джой» модели WM-2 подача шагающая, а исполнительным органом является горизонтальный цилиндрический барабан с режущими зубками, расположенными между двумя вертикальными барами.

Комбайн «Джой» снабжен двумя скребковыми конвейерами: двухцепным и одноцепным, расположенными последовательно за исполнительным органом. Двухцепной конвейер принимает уголь от исполнительного органа и передает его в приемную воронку комбайна, откуда уголь поступает на одноцепной конвейер.

Комбайны «Джой» получили распространение не только в США, но также в Канаде, Австралии и в некоторых странах Европы. В Англии эти машины выпускались под названием «Джой-Сулливан».

Для работы при камерных и камерно-столбовых системах разработки в США выпускают также комбайны «Колмол», «Гудмен», «Коул-Мастер» и др.

Комбайн «Колмол» смонтирован на гусеничном ходу. Исполнительный орган его напоминает исполнительный орган комбайна УКТ-2. Нижний ряд коронок выдвинут по отношению к верхнему на 100 *мм*, что облегчает коронкам верхнего ряда отбойку и увеличивает выход крупных кусков угля. Комбайн снабжен скребковым конвейером.

Комбайн «Гудмен» по конструкции сходен с комбайном «Джой».

Исполнительным органом комбайна «Коул-Мастер» (рис. 70) являются диски, оснащенные режущими зубками и закрепленные на двух горизонтальных валах, расположенных в одной плоскости под тупым углом друг к другу. При работе комбайна диски вращаются, а головки поднимаются и спускаются, совер-

шая при этом качательные движения. Отбитый уголь загребающими лапами грузится на скребковый конвейер комбайна.

Комбайн «Коул-Мастер» выпускается в двух модификациях: для пластов мощностью 1,5—2,4 *м* и до 1,5 *м* и может быть смонтирован на пневматическом ходу или на гусеницах.



Рис. 70. Комбайн «Коул-Мастер»:
1 — подъемная лебедка; 2 — загребающие лапы; 3 — скребковый конвейер

На комбайне могут быть установлены два электросверла для бурения скважин под штанговую крепь.[1] Ширина вынимаемой полосы 3,3 *м*.

В последние годы в США нашла широкое применение выемка пластов на выходах на поверхность и в бортах карьеров, а также частичная отработка весьма тонких пластов при помощи *шнеко-буровых машин*.

На рис. 71 представлена американская шнеко-буровая машина «Кардокс». Выемка угля машинами этого типа заключается в пробуривании буровой головкой скважины длиной

[1] См. § 97

25—30 *м*. Уголь из скважины удаляется шнековым устройством По мере углубления скважин шнековый став наращивается. Длина отдельной секции 1,8 *м*.

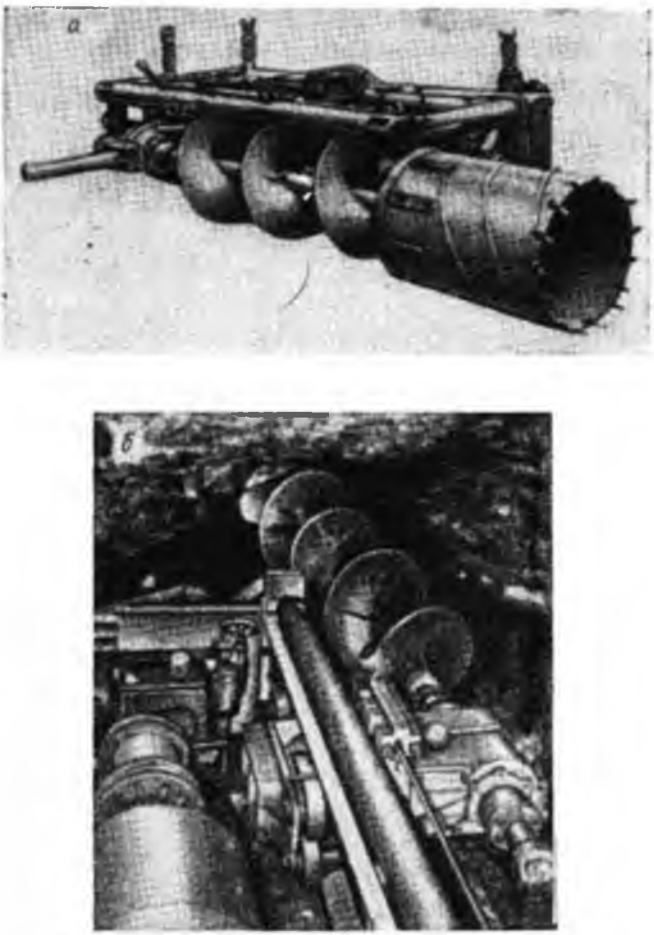


Рис. 71. Шнеко-буровая машина:
а — на стенде; *б* — в забое

С одной установки машины скважины могут буриться в одну или в обе стороны выработки, из которой производится бурение.

В Англии распространение получили комбайны «Мекэ-Мур», «Глостер-Геттер», «Трепаннер» и узкозахватные комбайны «Андерсон-Бойс», «Андертон» и др.

Комбайн «Меко-Мур» (рис. 72) сконструирован на базе врубовой машины и предназначен для пластов мощностью 0,9—2,1 *м*. Исполнительным органом его являются два горизонталь-



Рис. 72. Комбайн «Меко-Мур»

ных бара и отрезной вертикальный бар трапециевидной формы на грузчике. Для облегчения попадания угля от исполнительного органа на грузчик и для съема земника по бокам конвейера грузчика расположены две штанги. Удаление штыба осущест-



Рис. 73. Комбайн «Глостер-Геттер» (пунктиром показано положение вертикальных баров при обратном ходе комбайна)

вляется расштыбовщиком. Комбайн движется по почве пласта рядом с ленточным конвейером, у которого грузовой является нижняя ветвь. Комбайн может также работать с рамы тяжелого скребкового конвейера. Длина лав при комбайне «Меко-Мур» в Англии колеблется от 120 до 150 *м*.

Комбайн «Глостер-Геттер» (рис. 73) предназначен для пластов мощностью 0,8—1,8 *м*. Исполнительным органом его явля-

ются два нижних горизонтальных и два вертикальных бара. В случае необходимости комбайн может быть дополнительно оборудован верхним горизонтальным баром, монтируемым на выдвижной гидравлической башне. Для навалки отбитого угля на забойный конвейер служит лемех.

Ширина захвата комбайна 0,75 *м*. Длина лавы при его применении 110 *м*. Комбайн в лаве работает по челноковой схеме. При перемене направления производится перестановка вертикальных баров и лемеха.

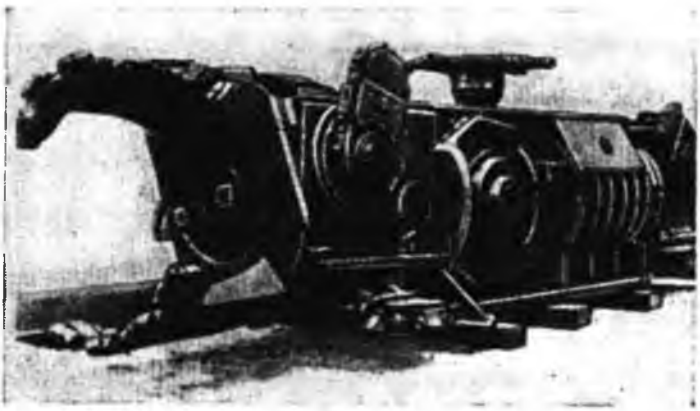


Рис. 74. Комбайн «Трепаннер»

Подготовка комбайна к работе в обратном направлении занимает 40 мин.

Комбайн «Трепаннер» (рис. 74) сконструирован на базе врубовой машины. Исполнительным органом его являются три лопасти, расположенные на горизонтальном валу, ось которого совпадает с осью комбайна, под углом 120° относительно друг друга и снабженные режущими зубками. Диаметр окружности, описываемый зубками, 0,68 *м*. В центре между лопастями расположен бур, обеспечивающий отбойку угля в цилиндрическом целике внутри кольцевого вруба, образованного резцами лопастей. Кроме трехлопастной головки, комбайн имеет нижний бар длиной 31 *см* для предварительной зарубки и верхний — для отбойки верхней пачки угля.

Многодисковый комбайн «Андерсон-Бойс» предназначен для разработки маломощных пластов. Исполнительным органом его являются шесть режущих дисков, посаженных на вертикальный вал, с зубками и нижний горизонтальный бар длиной 70 *см* для предварительной подрубки угля. Диаметр дисков 55 и 70 *см;* их

зубки ориентированы вверх, горизонтально и вниз. Движение режущих дисков и цепи направлено в противоположные стороны. Диски отбивают уголь и грузят его на расположенный рядом забойный конвейер.

Комбайн «Андертон» по конструкции и схеме работы в основном аналогичен комбайну К-52.

В Канаде для выемки пластов мощностью 1,5—2,43 *м* при углах падения до 18° выпускается комбайн «Доско-Майнер». По принципу действия он аналогичен американскому комбайну «Джой». Число режущих цепей исполнительного органа равно 6—7. Передвигается комбайн на гусеницах.

В Западной Германии наибольшее распространение получили комбайны «Эйкгофф» и «Корфман». Комбайны «Эйкгофф» выпускаются с контурным баром и барабанного типа, аналогичные английским комбайнам «Андертон», работающие по челноковой схеме на тонких пластах, с электрическим или пневматическим приводом.

Комбайн «Корфман» по конструкции и схеме работы похож на комбайн УКТ. Для выемки пластов более мощных комбайн «Корфман» снабжается верхним контурным баром и вторым режущим органом, что обеспечивает его работу по челноковой схеме.

В Западной Германии выпускаются также комбайны «Зэстферрум» с контурным баром и навалочным устройством, работающие с рамы забойного конвейера и предназначенные для выемки угля на пластах мощностью 1,2 *м*.

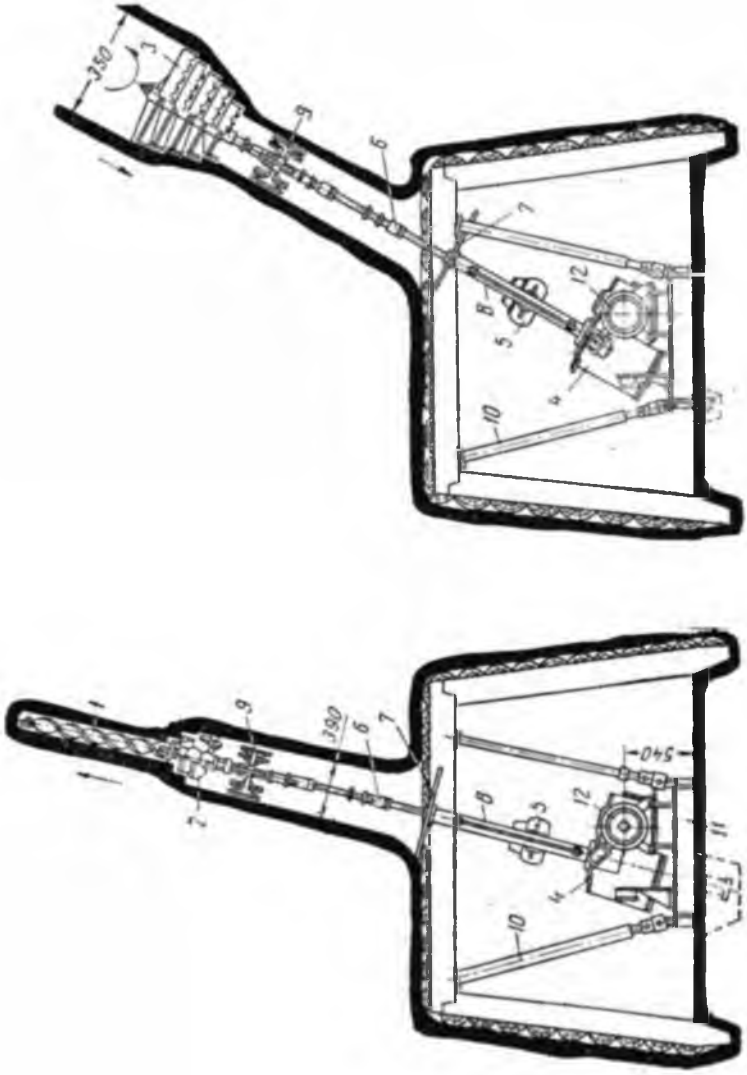
В Западной Германии большое распространение получили струговые агрегаты (см. ниже), которые успешно применяются и в других странах: в Англии, Голландии, Франции, Бельгии, США, ГДР и др.

§ 22. СБОЕЧНО-БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ

Сбоечно-бурильные машины предназначены для бурения скважин в крутых пластах при проведении восстающих выработок.

На рис. 75 представлена сбоечно-бурильная машина СБМ-3у (С — сбоечная, Б — бурильная, М — машина, 3 — третья модификация, у — унифицированная), обеспечивающая бурение скважин снизу вверх диаметром 390 *мм* и разбуривание их в случае необходимости сверху вниз до диаметра 850 *мм*.

При бурении под углом 45—90° и армировании устья скважины металлической арматурой длина скважины может достигать 150 *м*.


350
9
6
7
8
5
12
4
10
1
9
390
6
7
2
8
5
12
4
10
11
540

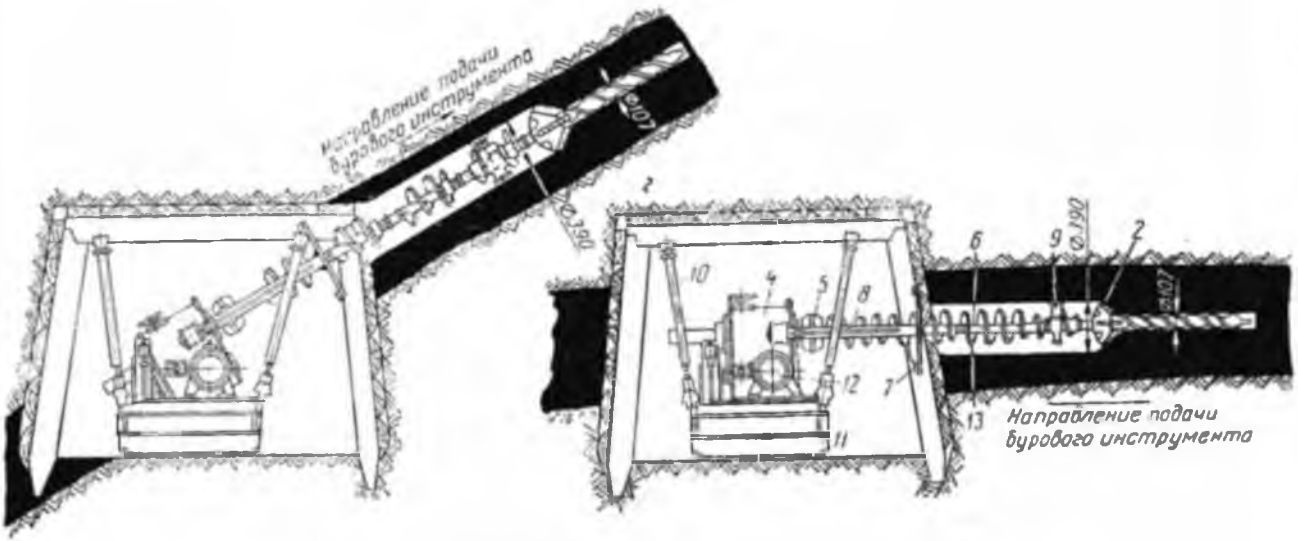


Рис. 75. Схема работы сбоечно-бурильной машины СБМ-3у:

а — бурение скважины при угле 45—90°; *б* — то же, при разбуривании; *в* — бурение наклонной скважины до 45°; *г* — бурение горизонтальной скважины; *1* — забурник; *2* — расширитель (кольцевой) прямого хода; *3* — расширитель обратного хода; *4* — редуктор; *5* — буровой замок; *6* — штанга; *7* — подхват; *8* — параллели; *9* — фонарь бурового става; *10* — распорная стойка; *11* — рама машины; *12* — электродвигатель; *13* — шнек

Бурильный инструмент машины СБМ-3у состоит из забурника диаметром 107 *мм* и расширителей прямого и обратного хода с диаметром соответственно 390 и 850 *мм*.

Подачу и вращение бурильный инструмент получает от шпинделя редуктора, с которым он соединяется через буровой замок при помощи свинчивающихся штанг длиной 0,6 *м* каждая. Бурение производят участками на длину одной штанги, после чего буровой инструмент отсоединяют от шпинделя и он удерживается в скважине на весу при помощи подхвата, опирающегося на параллели. Затем шпиндель опускают вниз, а в промежуток между ним и бурильным ставом вставляют следующую штангу, и бурение продолжается.

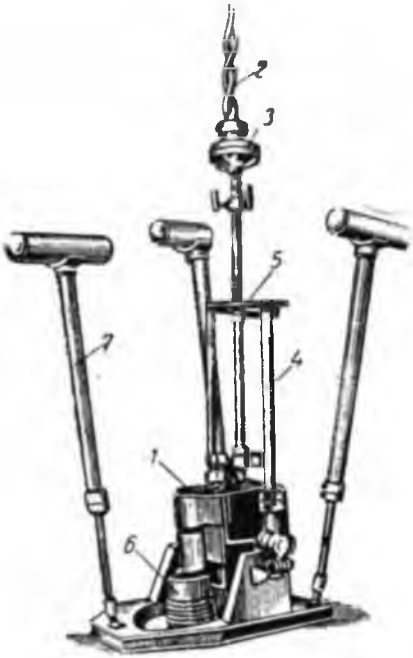


Рис. 76. Легкий бурильно-сбоечный станок ЛБС-2:
1 — механическая часть станка; *2* — забурник; *3* — расширитель; *4* — параллели; *5* — подхват; *6* — электродвигатель; *7* — упорная стойка

Сбоечно-бурильные машины, будучи снабжены особыми штангами со шнеками (рис. 75, *в* и *г*) для выдачи штыба, обеспечивают бурение скважин под углом от 0 до 45°, длиной до 75 *м*.

Для бурения скважин из промежуточных штреков, в которых применение машины СБМ-3у затруднено вследствие больших ее размеров и веса (2,6 *т*), применяют бурильные станки ЛБС-2 (Л — легкий, Б — бурильный, С — сбоечный, 2 — вторая модель) (рис. 76).

Для бурения скважин диаметром 700 *мм* инженером Гуменником сконструирован пневматический проходчик ППГ-3.

В нерабочем состоянии проходчик находится в цилиндре направляющего станка, который монтируется на специальной тележке.

В начале внедрения в уголь машина опирается на внутреннюю футеровку направляющего цилиндра, а после входа в скважину движется за счет упора в ее стенки тремя гусеницами, расположенными под углом 120° друг к другу. Привод режущей головки пневматический.

Проходчик ППГ-3 может пробуривать скважины длиной 45—40 *м* под углом 40—90°.

§ 23. ПОГРУЗОЧНЫЕ МАШИНЫ

Погрузочные машины, выпускающиеся в Советском Союзе

Механизация погрузки угля и породы при значительном росте добычи полезных ископаемых и больших масштабах шахтного строительства приобретает особое значение, так как этот процесс при проведении подготовительных выработок является одним из наиболее трудоемких и определяет темпы проведения выработок и рост производительности труда.

Простейшим видом погрузочной машины являются перегружатели, представляющие собой наклонный скребковый или ленточный конвейер, передняя часть которого располагается у подошвы выработки, а задняя — приподнята настолько, чтобы материал с конца конвейера мог ссыпаться в вагонетки. Наклонная часть конвейера смонтирована на раме, обычно устанавливаемой на тележке, которая обеспечивает передвижение машины по рельсовым путям.

При применении перегружателей механизируется только погрузка материала в вагонетки, а навалка его на перегружатель осуществляется вручную.

Погрузочные машины, полностью механизирующие процесс погрузки угля и породы, могут быть двух типов:

а) с непрерывно действующим забирающим аппаратом;

б) с прерывно действующим одночерпаковым погрузочным аппаратом.

К первому типу относятся машины С-153, О-5с, ГНЛ-30, ПМУ-1, ПМУ-2, а ко второму типу — ППМ-2, ППМ-3, ППМ-4, МПР-6, ПМЛ-5, ЭПМ-2, МГК-1.

Техническая характеристика некоторых из этих машин приведена в табл. 7.

Углепогрузочная машина типа ГНЛ-30 (Г — гусеничная, Н — навалочная, Л — легкая, 30 — производительностью 30 *т/час*) (рис. 77) представляет собой усовершенствованную модель погрузочной машины С-153, выпуск которой прекращен.

Забирающее устройство машины ГНЛ-30 состоит из наклонной рамы, снабженной зубьями и двумя загребающими лапами.

Машина имеет передаточный скребковый и ленточный на поворотной стреле конвейеры, подающие уголь в транспортные средства, гусеничный ход, гидравлическую систему и механизмы привода и управления. Угол поворота стрелы конвейера может меняться до 30° в обе стороны относительно продольной оси машины.

Таблица 7

Техническая характеристика основных погрузочных машин

Характеристика	Типы машин								
	породопогрузочные							углепогрузочные	
	ЭПМ-1	ПМЛ-5	МПК-1	ППМ-3	МПР-6	ПМУ-1	„Проходчик"	О-5с	ГНЛ-30
Производительность, $м^3/час$	30—45	20	35	55	90	60	45	90	30
Фронт погрузки, *м*	2,2	2	2,28	4	3,8	4,2	4,8	2,2	1,0
Емкость ковша, $м^3$	0,2	0,17	0,2	0,23	0,38	—	0,25	—	—
Суммарная мощность двигателей, *квт*	21	21 (*л. с.*)	31,5	24,0	34,6	38	—	27,2	10,8
Число двигателей, шт	2	2	3	2	4	3	1	2	5
Способ передвижения	Колесный							Гусеничный	
Вес, *т*	5,0	2,75	5,0	8,6	3,8	11,72	9,9	5,2	3,17
Основные размеры в рабочем положении, *мм*:									
длина	2480	2270	4250	7435	6530	7200	7900	8450	6500
ширина	1500	1320	1575	1650	1970	1800	—	2200	1000
высота	2070	2200	1650	2150	2500	1700	—	1750—2200	1300—1970

Схема работы углепогрузочной машины ГНЛ-30 такова же, как и машины С-153, приведенной на рис. 78.

После включения гусеничного хода и подачи машины к месту работы рама *1* устанавливается на необходимой высоте, приводятся в движение забирающие лапы *2* и цепь *3* скребкового конвейера. Затем машине сообщается ход вперед, во время которого нос рамы внедряется в отбитый уголь. При этом лапы загребают и перемещают уголь в приемный лоток конвейера, скребки *4* которого доставляют его по стреле *5* к разгрузочному концу *6*, откуда уголь поступает в вагонетку или на конвейер.

Углепогрузочная машина типа О-5с (О — системы инж. Оника, 5 — пятая модель) предназначена для погрузки угля. Она (рис. 79) состоит из корпуса *1*, питателя *2*, имеющего два цепных бара с цепями *3* и скребками *4*, ленточного конвейера *5*, двигателя *6* и гусеничного хода *7*.

Во время работы машины отбитый уголь захватывается скребками питателя и перемещается на ленточный конвейер, который грузит его в вагонетки.

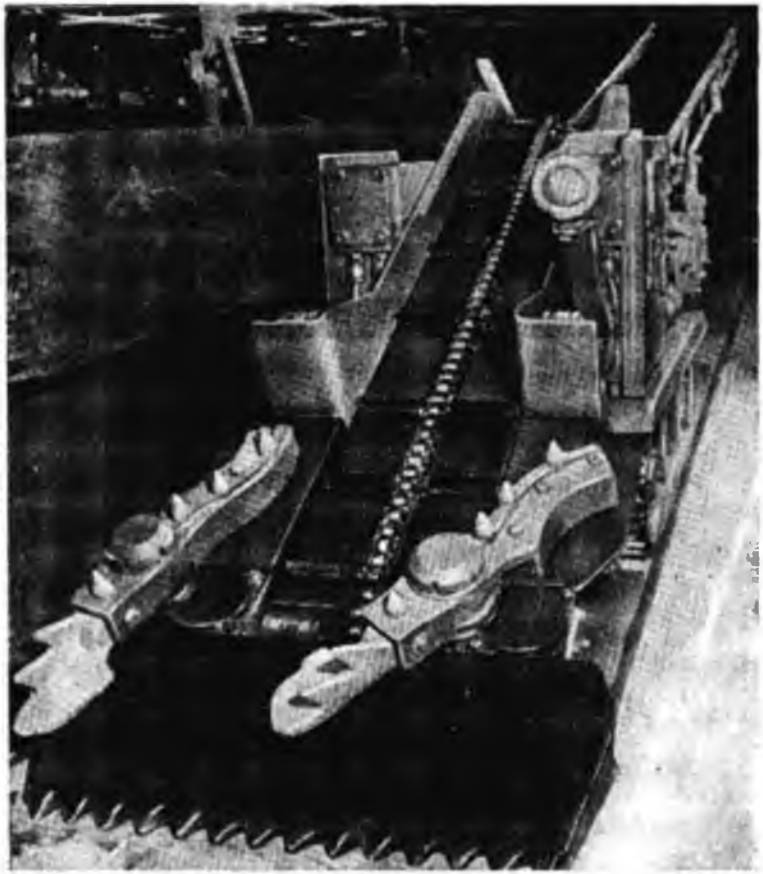


Рис. 77. Углепогрузочная машина ГНЛ-30

Машина О-5с имеет фронт погрузки 2,2 *м* против 1,6 и 1,0 *м* соответственно у машин С-153 и ГНЛ-30 и большую производительность — 90 *т/час* против 50 и 30 *т/час* у машин С-153 и ГНЛ-30.

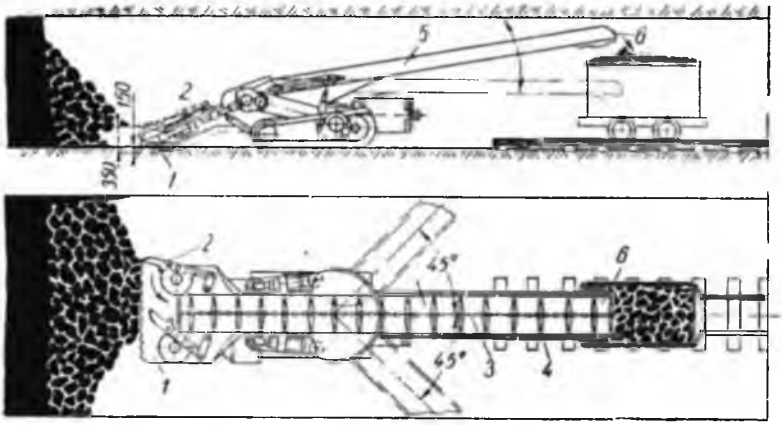


Рис. 78. Схема работы углепогрузочной машины С-153

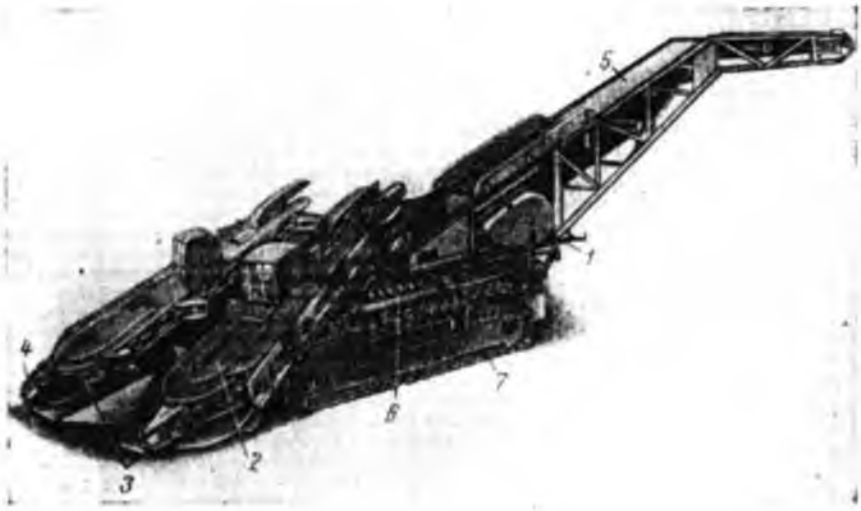


Рис. 79. Углепогрузочная машина О-5с

Породопогрузочная машина типа ППМ-3 (П — породная, П — погрузочная, М — машина, 3 — третья модель) (рис. 80)

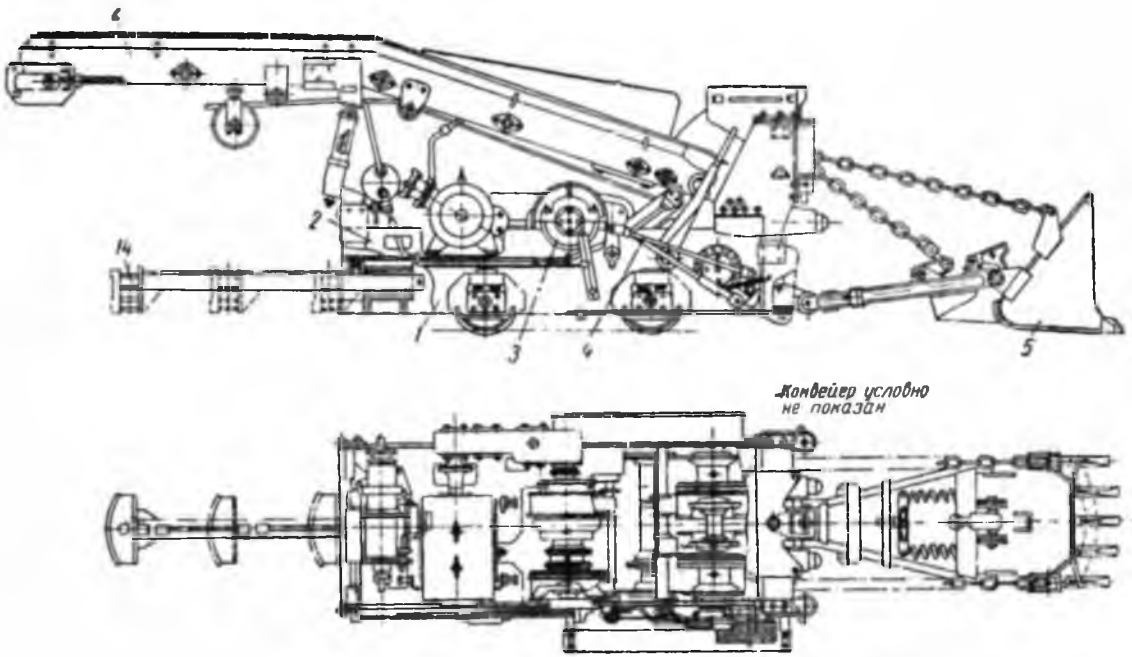


Рис. 80. Породопогрузочная машина ППМ-3:

1 — рама; *2* — ленточный конвейер; *3* — механизм привода; *4* — механизм управления; *5* — забирающее устройство (ковш)

является усовершенствованной машиной УМП-1 и ППМ-2 и предназначена для работы в выработках большого сечения высотой не менее 2,3 *м* и сечением более 7,5 $м^2$. Фронт погрузки машины до 4 *м*.

Машина имеет загрузочное устройство в виде ковша, ленточный конвейер и смонтирована на колесном ходу.

Ковш не имеет задней стенки и снабжен массивными зубьями. К верхнему краю ковша и к стреле прикреплены подъемные цепи, которыми поднимается ковш во время зачерпывания породы и его разгрузки.

При сечении выработки от 7,5 до 12,5 $м^2$ погрузка породы производится с одного рельсового пути, расположенного по оси выработки, а при большем сечении — последовательно с двух параллельных путей. Схема работы породопогрузочной машины ППМ-3 приведена на рис. 81.

Перед началом черпания породы ковш устанавливается в крайнее нижнее положение, и машина подвигается вперед, пока он не внедрится в разрыхленную породу (рис. 81, *а*). Заполнение ковша происходит при незначительной подаче машины и подъеме ковша относительно стрелы, для чего одновременно включаются оба барабана подъемного механизма. При наматывании на них цепей ковш поворачивается вокруг горизонтальной оси на краю стрелы (рис. 81, *б*). При дальнейшем подъеме ковша вместе со стрелой включается обратный ход машины, и она отходит от забоя на расстояние 0,8—1,2 *м* (рис. 81, *в*). Разгрузка ковша происходит при подъеме ковша и стрелы в крайнее верхнее положение до упора стрелы в буфера передней стенки машины (рис. 81, *г*).

При этом порода из ковша поступает на ленточный конвейер и далее в вагонетку, которую на время погрузки прицепляют к машине. После этого цикл повторяется.

В последнее время начали выпускать также машину ППМ-4, которая является усовершенствованной конструкцией машины ППМ-3.

Благодаря большему собственному весу при легких условиях зачерпывания машина ППМ-4 может работать без разгона, а при тяжелых условиях зачерпывания — с разгоном.

Породопогрузочная машина ПМЛ-5 (П — пневматическая, М — механическая, Л — лопата, 5 — пятый типоразмер, по ГОСТ 6322—52 МПР-2) (рис. 82) — легкого типа и предназначена главным образом для погрузки взорванной породы в однопутевых выработках в шахтах, где применяется пневматическая энергия.

При работе в двухпутевой выработке для обеспечения уборки породы по всей ширине забоя машина должна работать последовательно с двух путей.

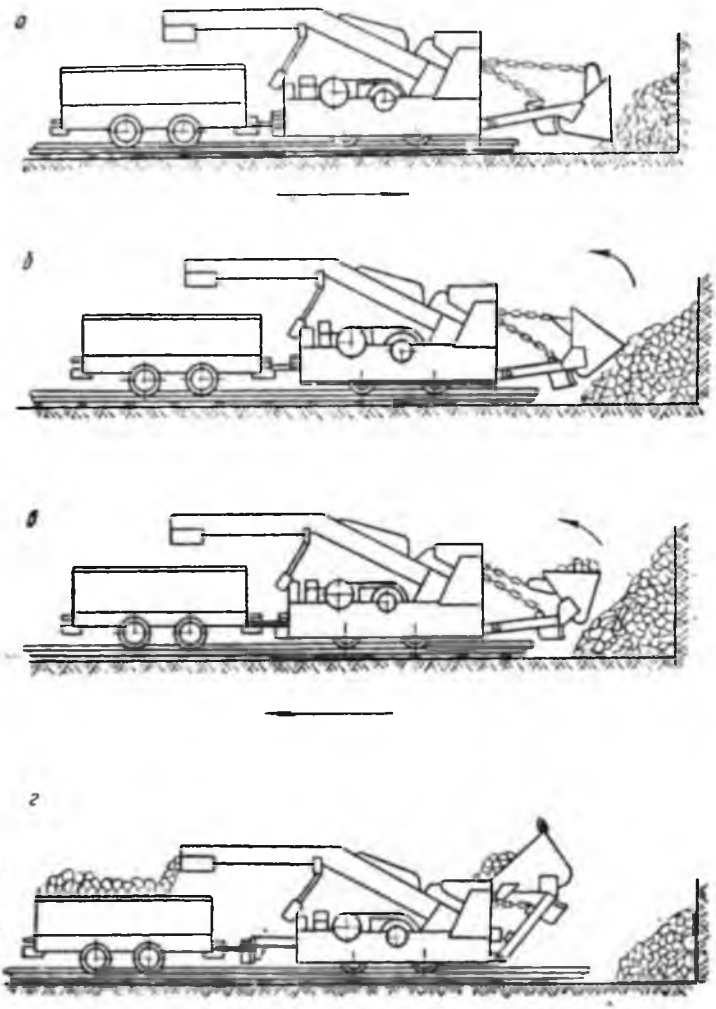


Рис. 81. Схема работы машины ППМ-3:
а, б, в и *г* — различные этапы цикла погрузки

Машина ПМЛ-5 смонтирована на двухосной тележке, имеющей поворотную платформу, несущую кулисное устройство *1* для подъема ковша *2*, и имеет два пневматических привода: один на тележке, который приводит последнюю в движение, и другой на платформе, предназначенный для подъема и опускания ковша. При помощи кулисного устройства ковш разгружается непосредственно в вагонетку.

Гипрошахтостроймаш создал малогабаритную погрузочную *машину МПК-1* (М — малогабаритная, П — погрузочная, К — ковшовая, 1 — первый типоразмер) .(рис. 83) для погрузки угля и породы при проведении горизонтальных выработок малой высоты (1800—1900 *мм*). Высота ее на 550 *мм* меньше, чем машины ПМЛ-5.

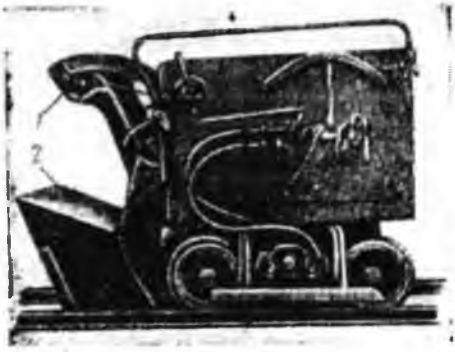


Рис. 82. Породопогрузочная машина ПМЛ-5

Емкость ковша и фронт погрузки у машины МПК-1 несколько больше, чем у машины ПМЛ-5 (см. табл. 7). Конструкция сцепки обеспечивает быстрое сцепление с вагонеткой и возможность работы на закруглениях.

Породопогрузочная машина ЭПМ-3 (Э — электрическая, П — породопогрузочная, М — машина, 3 — третья модель, по ГОСТ 6322—52 МПР-6) предназначена для погрузки породы и угля при проведении штреков, квершлагов, камер, а также уклонов при наклоне последних до 12°, при сечении выработок не менее 8 $м^2$.

Машина ЭПМ-3 является дальнейшим развитием машины ЭПМ-1 (рис. 84) и ЭПМ-2. Основным отличием машины ЭПМ-3 от указанных является наличие погрузочного конвейера и большая емкость ковша, обеспечивающая более высокую производительность 1—1,5 $м^3/мин$. Принцип загрузки и разгрузки ковша тот же, что у машины ПМЛ-5. Фронт погрузки 3,8 *м*. Привод машины — электрический.

Для успешной работы машины ЭПМ-3 буровзрывные работы должны быть организованы так, чтобы куски породы получились размером не более 300 *мм*. При больших размерах кусков породы производительность машины резко снижается.

Схема работы машин ПМЛ-5, МПК-1, ЭПМ-1, МПР-6 при погрузке породы аналогична описанной применительно к работе машины ППМ-3 (см. рис. 81).

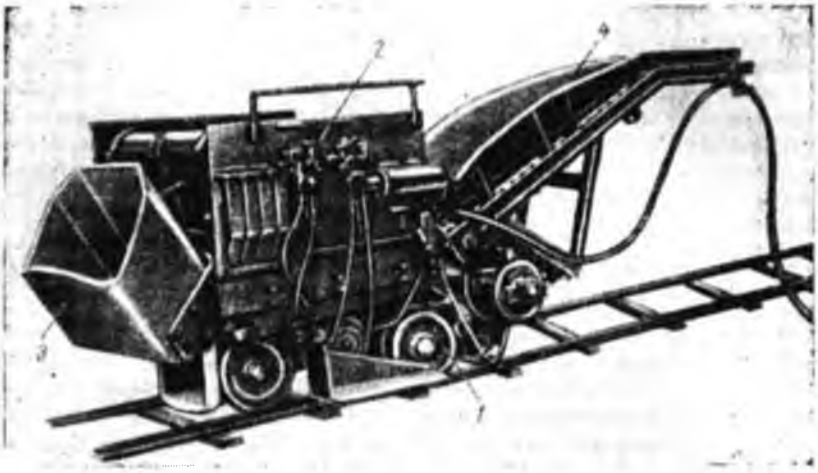


Рис. 83. Породопогрузочная машина МПК-1
1 — ходовая тележка; *2* — поворотная платформа; *3* — ковш; *4* — конвейер



Рис. 84. Породопогрузочная машина ЭПМ-1

Все приведенные выше погрузочные машины предназначены для погрузки угля или породы при проведении горизонтальных горных выработок.

В последние годы создана и нашла широкое применение *породопогрузочная машина ПМУ-1* (П — погрузочная, М — машина, У — уклонная, 1 — первая модель) (рис. 85) для механизированной погрузки породы при проведении уклонов сечением не менее 4,5 $м^2$ при углах наклона до 25°.

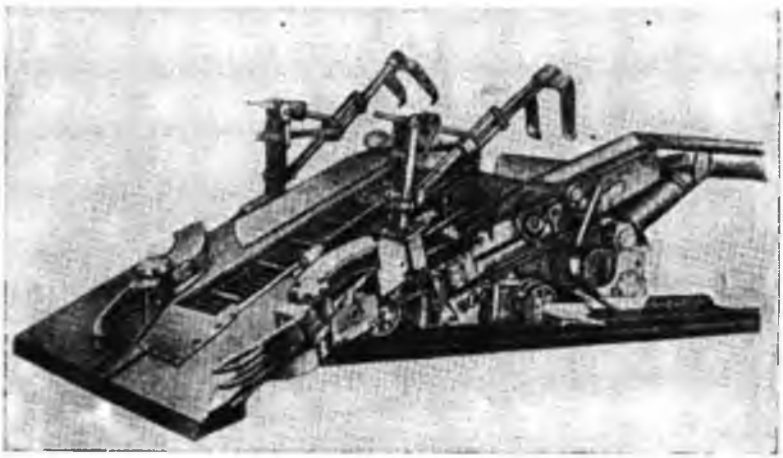


Рис. 85. Породопогрузочная машина ПМУ-1

Породопогрузочная машина ПМУ-1 сконструирована на основе машин С-153 и передвигается на колесах по рельсам при помощи лебедки, встроенной в корпус машины.

Опыт эксплуатации машины ПМУ показал, что она может грузить породу крупностью до 400 *мм* в поперечнике. Фронт погрузки машины (4,2 *м*) позволяет полностью механизировать погрузку породы при проведении двухпутевых уклонов.

Машина ПМУ-1 может быть также применена для погрузки породы в горизонтальных выработках.

В настоящее время создана машина ПМУ-2, являющаяся улучшенной моделью машины ПМУ-1, и проходит испытания породопогрузочная машина «Проходчик» (рис. 86) для выработок с углом наклона до 25°, созданная Гипрошахтостроймашем.

К погрузочным устройствам относятся также скреперные грузчики.



Рис. 86. Погрузочная машина для наклонных выработок «Проходчик»:
1 — ковш; *2* — рычажно-ковшевая система; *3* — конвейер; *4* — лебедка

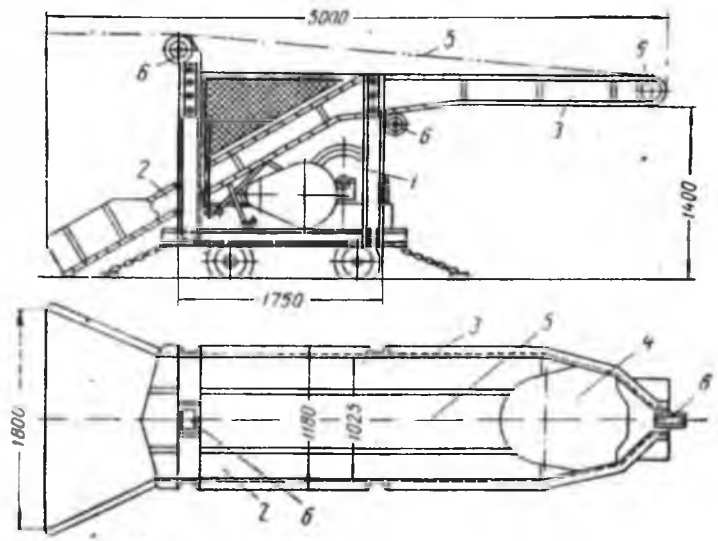


Рис. 87. Погрузочный полок скреперного грузчика

Скреперные грузчики состоят из погрузочного полка, смонтированного вместе со скреперной лебедкой *1* (рис. 87) на тележке, могущей передвигаться по рельсовым путям, и скрепера.

Погрузочный полок имеет наклонную часть *2*, предназначенную для подъема скрепера на высоту вагонетки, и горизонтальную *3*, в которой устраивается люк *4* для загрузки через него вагонеток, ставящихся под этой частью полка.

Втаскивание скрепера на погрузочный полок осуществляется при помощи каната *5*, идущего от барабана скреперной лебедки через направляющие ролики *6*, установленные на раме погрузочного полка, к скреперу. Скреперная лебедка имеет два барабана, от каждого из которых отходят канаты: один канат присоединяется к скреперу спереди, другой — сзади. Соответственно первый из них носит название *головного каната*, второй — *хвостового*.

При ходе груженого скрепера включается рабочий барабан скреперной лебедки, и на него наматывается головной канат до тех пор, пока скрепер не дойдет до разгрузочного люка в погрузочном полке. В это время холостой барабан скреперной лебедки выключен и свободно вращается вследствие сматывания с него хвостового каната. При необходимости доставить порожний скрепер к забою включается барабан хвостового каната, на который последний и наматывается, в то время как головной канат сматывается с рабочего барабана.

Скреперные грузчики применяют на рудных шахтах; в угольной промышленности в последнее время их применять не стали.

Производительность погрузочных машин зависит от продолжительности цикла погрузки (черпание, заполнение ковша, разгрузка его и т. д.), емкости вагонеток, способа их обмена (замены груженых порожними), расстояния откатки и способа транспортировки породы от погрузочных машин.

Некоторые сведения о зарубежных погрузочных машинах

В зарубежных странах наибольшее распространение получили ковшовые машины, затем с загребающими лапами (типа ГНЛ-30) и консольными скребками (типа О-5с).

Наряду с этим выпускаются погрузочные машины с рабочими органами другого типа: с загребающей мотыгой, в виде сферической фрезерной головки, дисковой фрезой и др.

В угольной промышленности Англии, ГДР, ФРГ и Франции преобладают погрузочные машины на рельсовом ходу, в США — на гусеничном, а отдельные машины выпускаются на пневматических или цельнорезиновых шинах. Применение таких машин особенно целесообразно при частом переходе из одного забоя в другой (при камерной системе разработки).

Ковшовые машины выпускаются по типу машин ПМЛ-5 и УПМ-1 (ППМ-3).

Американские машины на гусеничном ходу типа «Эймко» находят широкое применение как в США, так и в Европе. Эта фирма выпускает большое количество моделей как без хвостового конвейера, так и с конвейером (типа МПР-6).

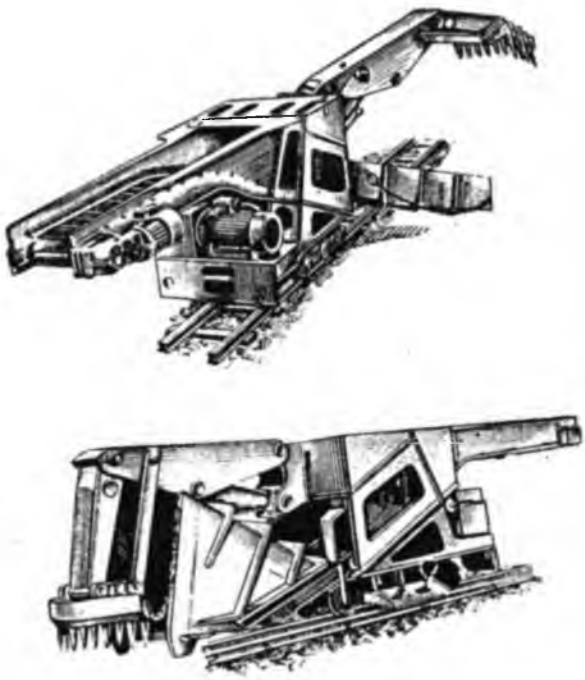


Рис. 88. Погрузочная машина «Вестфалия-Люнен» с загребающим рабочим органом

В США, Франции, Бельгии и ФРГ большое распространение получили машины этого типа, выпускаемые американской фирмой «Гарднер-Джой».

Широкое применение в американских и европейских шахтах получили также машины этого типа, выпускаемые фирмой «Джой».

Наряду с применением машин американских фирм в европейских странах выпускаются также собственные машины данного типа: в ФРГ — машины «Зальцгитер», «Байен» (по патенту фирмы «Гарднер-Денвер») и др.; во Франции — «Катапульта»; в Швеции — «Атлас-Дизель»; в Англии — «Джой-Салливан». Подобные же машины выпускаются южноафриканской фирмой



Рис. 89. Погрузочная машина «Зальцгитер» FLK-1250



Рис. 90. Модифицированный «Утиный нос» типа SZR фирмы «Бергтехник»

«Брокгауз». Машины «Атлас-Дизель» выпускаются с фронтом погрузки 3,8—6 *м*.

По типу машины УПМ-1 в США и Англии выпускаются машины «Конвей» с шириной фронта погрузки до 5,5 *м*.

С загребающими лапами в США выпускаются машины «Джой», «Джефри» и «Гудмен», из которых наибольшее распространение как в США, так и в Европе получили машины «Джой». В Англии с загребающими лапами выпускаются машины «Самсон».

С консольными гребками в США выпускаются машины «Джефри», «Гудмен» и «Кларксон».

Представляет интерес машина «Вестфалия-Люнен», выпускаемая в ФРГ, с загребающим рабочим органом (рис. 88). Загребающее устройство нагребает погружаемый материал на решгак-лопату, откуда он забирается скребковым конвейером.

Машины этого типа применяют как на угольных шахтах, так и в металлических рудниках.

На рис. 89 показана машина «Зальцгитер» марки FLK-1250, у которой рабочим органом является дискообразная фреза. Погружаемый материал захватывается вращающимся диском и при помощи эксцентрически расположенного барабана передается на скребковый конвейер.

В ФРГ и США относительно широкое распространение имеют погрузчики типа «Утиный нос» и их различные модификации (рис. 90). В этих модификациях решгак-лопата под действием прямого хода решгаков качающегося конвейера внедряется в разрыхленный уголь или породу, а затем захваченный материал транспортируется вследствие качательных движений решгаков.

Представленный на рис. 90 модифицированный «Утиный нос» типа SZR фирмы «Бергтехник» предназначен для погрузки породы. Он состоит из тележки, решгака-лопаты, выполненного с двумя шарнирами, и устройства подачи, которым он отличается от «Утиного носа».

Процесс погрузки благодаря наличию специального устройства управления разделяется на две операции: внедрение решгака-лопаты в породу (погрузка) и транспортировка попавшего на решгак-лопату материала.

Ширина решгака-лопаты 3 *м*.

В ФРГ, США и некоторых других странах довольно широкое распространение имеют скреперные грузчики. У скреперной установки фирмы Вольф скрепер разгружается в середине скреперного полка на ленточный конвейер, который грузит породу в вагонетки.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое горные работы и горные машины?
2. Какие существуют средства разрушения горных пород и виды производства горных работ?
3. Назовите свойства и классификации горных пород по их добываемости.
4. Какие применяются ручные горные работы и инструменты?
5. В чем заключается значение механизации горных работ?
6. Какие основные требования предъявляются к горным машинам?
7. На какие основные группы делятся горные машины?
8. Что такое врубовая машина, из каких основных частей она состоит, и в чем заключается принцип ее работы?
9. Как осуществляется работа врубовой машины в очистном забое, и как определить ее возможную производительность?
10. Что такое отбойный молоток, и как он работает?
11. Какие существуют в СССР горные комбайны для пологих и крутых пластов, и в чем заключается принцип их работы?
12. Какие вы знаете проходческие и нарезные комбайны?
13. Что такое сбоечно-бурильная машина, и каков принцип ее работы?
14. Какие существуют породопогрузочные и углепогрузочные машины?

Глава III

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

§ 24. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Взрывные работы применяют при проведении горных выработок при добыче полезного ископаемого в случае наличия горных пород с I по V категорию крепости (см. табл. 1). Производиться они могут одним из следующих способов: 1) *шпуровым*, 2) *с прострелом шпуров* для получения расширения их нижней части (*котловой метод*) [1],3) *накладными зарядами* (без бурения шпура или подготовки какого-либо пространства для помещения заряда), 4) *глубокими скважинами* и 5) *минными камерами*.

При подземных работах применяют в основном шпуровой способ, и только в последнее время на предприятиях рудной промышленности (Урал, Кривой Рог) начали применять котловой способ, минные камеры и глубокие скважины.

Сущность взрывных работ при шпуровом способе заключается в следующем: в забое пробуривают скважины относительно незначительной глубины (до 4—6 *м*) и небольшого диаметра (25—75 *мм*) — так называемые шпуры, в которые помещают определенное количество взрывчатого вещества (заряд). Часть шпура между зарядом и его устьем заполняют каким-либо инертным материалом, не воспламеняющимся от высокой температуры, развивающейся при взрыве (обычно патронами из смеси песка с глиной). Это заполнение свободной от заряда части шпура инертным материалом носит название забойки.

После того, как вызван взрыв заряда, происходит мгновенный удар газов, образовавшихся в объеме заряда вследствие разложения твердого взрывчатого вещества. Этот удар вызывает распространение ударных волн (см. § 31) в среде, которые совместно с расширяющимися под влиянием высокой температуры

---

[1] Существуют также механические средства для расширения шпуров — образования котла.

взрыва газами производят механическую работу по отрыванию кусков породы от массива и ее дроблению.

Бурение шпуров осуществляется при помощи *буров* и может быть *ударным* или *ударно-поворотным, вращательным* и *ударно-вращательным.*

Буры для бурения шпуров состоят из трех основных частей: *резца 1* (рис. 91, *а*) у буров для вращательного бурения и *головки бура 4* (рис. 91, *б*) у буров для ударного бурения, *стержня 2* и *хвостовика 3.* Бур называется *сплошным* (цельным), если головка (или резец), стержень и хвостовик составляют одно целое, или *составным,* если каждая часть его отни

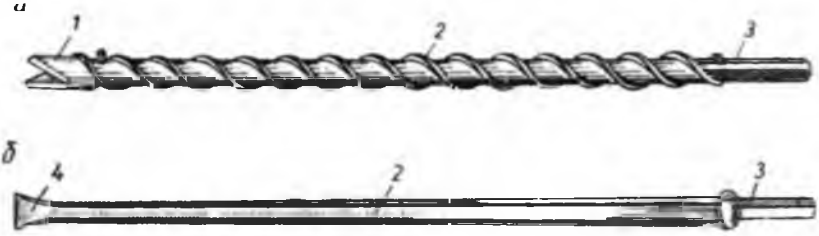


Рис. 91. Буры:
а — для вращательного бурения, *б* — для ударного бурения

мается. Головки буров, которые могут сниматься, в горнорудной промышленности называют *съемными коронками.*

При вращательном бурении разрушение породы, в результате которого образуется шпур, производится резцом, а при ударном — головкой бура. При вращательном бурении лезвие резца, прижимаясь в забое шпура к породе, срезает и скалывает ее частицы. При ударном бурении после каждого удара бур поворачивают на некоторый угол, и углубление шпура осуществляется за счет раздробления и скалывания породы, происходящих при каждом ударе лезвия головки бура о забой шпура.

При вращательном бурении порода, разрушаемая резцом, удаляется из шпура за счет продвижения ее по виткам стержня бура. При ударном бурении раздробленную породу необходимо из шпура удалить.

Бурильные машины по способу действия делятся на *вращательные, ударно-поворотные* и *ударно-вращательные* (последний тип пока в Советском Союзе распространения не получил), а по роду энергии — на *электрические* и *пневматические.*

Электрические бурильные машины ударного действия, основанные на принципе разрушения породы посредством удара, до последнего времени большого распространения не получили ввиду сложной конструкции, частых поломок при бурении

в крепких породах и высокой стоимости. После усовершенствования они смогут найти применение в практике горного дела.

Электрические вращательные бурильные машины (*электросверла*) широко применяют при бурении в породах, отнесенных по степени добываемости ко второй и третьей группам. Достоинства этих машин — простота конструкции и сравнительно незначительная стоимость потребляемой энергии. При армировании резцов твердыми сплавами эти машины дают высокую производительность и могут применяться в породах средней крепости.

Пневматические ударные бурильные машины получили широкое распространение вследствие простоты конструкций и высокой производительности по сравнению с другими бурильными машинами при бурении шпуров в крепких породах.

Использование пневматических вращательных бурильных машин (пневматические сверла СПР-11) ограничивается вследствие высокой стоимости пневматической энергии. Они применяются преимущественно в условиях, в которых невозможно использование электрических сверл (например, в сильно газовых шахтах) или при наличии на участке пневматической энергии, используемой для других целей, при отсутствии электрической энергии.

Для работ на шахтах с гидромеханизацией в настоящее время сконструированы *гидросверла* с гидравлическим приводом.

§ 25. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ

Наши заводы изготовляют два типа электрических вращательных бурильных машин, получивших название электросверл:

1) *ручные электросверла весом* 15—21,5 *кг* (рис. 92), предназначенные для бурения шпуров по углю и в сравнительно мягких породах (некрепкие сланцы и т. п.);

2) *колонковые сверла* весом 62—150 *кг* (рис. 93), устанавливаемые в забое на *распорных колонках* и предназначенные для бурения шпуров в породах средней крепости (крепкие сланцы, некрепкие песчаники и известняки).

Из ручных электросверл, выпускаемых отечественными заводами, наибольшее распространение получили электросверла ЭР-4 (Э — электросверло, Р — ручное, 4 — четвертая модель) (см. рис. 92, *а*); ЭР-5 (см. рис. 92, *б*); ЭРП-5 (Э и Р — значения те же, П — принудительная подача); ЭБР-19 и ЭБР-19Д. Различаются они между собой мощностью двигателя и числом оборотов шпинделя.

Электродвигатель и выключатель электросверла встроены в силуминовый корпус. К нему присоединяется редуктор со шпинделем, в который вставляется хвостовик бура.

Включение и отключение двигателя электросверла ЭБР-19Д производятся специальным магнитным пускателем, помещенным

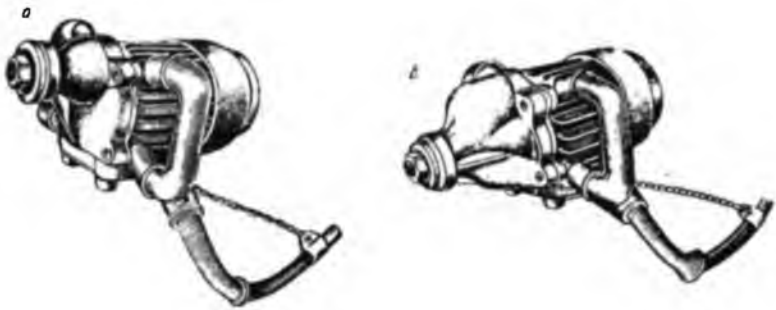


Рис. 92. Ручные электросверла:
а — ЭР-4; *б* — ЭР-5

в корпусе трансформатора. Магнитный пускатель включается и выключается кнопкой, находящейся на сверле.

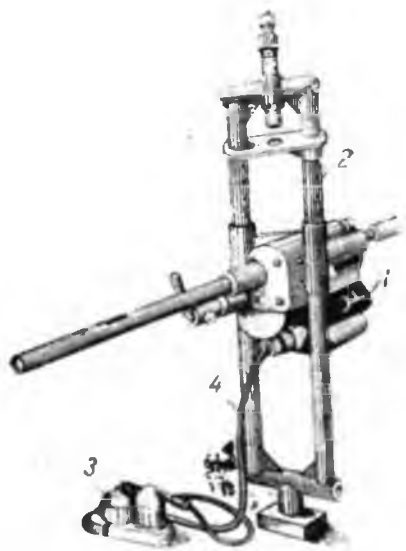


Рис. 93. Колонковое электросверло:
1 — корпус электросверла с электродвигателем; *2* — распорная винтовая колонка; *3* — пускатель; *4* — гибкий кабель

Для безопасности работы рукоятка электросверла и внутренняя поверхность крышки камеры выключателя покрыты изолирующим слоем резины. Заземление электросверла осуществляется через кабель.

Отдельные марки электросверл предназначены для бурения шпуров по породам различной крепости: ЭР-4 — по мягким углям и мягким глинистым сланцам, ЭР-5 — по крепким углям и глинистым сланцам, ЭРП-5 — по самым крепким углям и нетвердым породам, ЭБР-19 и ЭБР-19Д — по углю и мягким породам.

При бурении ручным электросверлом бурильщик подает его с усилием 25—30 *кг*, прижимая к забою грудью. Для увеличения нажатия на забой сверла ЭРП-5 снабжены механизмом принудительной подачи, состоящим из барабана и троса диаметром 5—6 *мм* и длиной 2—2,5 *м*. Один конец троса закрепляется на барабане, а другой на стойке у забоя.

При включении барабана трос наматывается на барабан, и сверло подается на забой с усилием 200—250 *кг*. Наличие принудительной подачи облегчает труд бурильщика и увеличивает его производительность.

Успешность бурения в значительной степени зависит от правильности выполнения хвостовика бура, вставляемого в шпиндель электросверла, а также от правильного подбора и выполнения буровых резцов.

Буры для электросверл изготовляются из буровой витой стали ромбического сечения диаметром 30—35 *мм*.



Рис. 94. Резцы для буров электросверл:
а — резец РМ для угля без включений; *б* — резец РУ-4 для угля со включением; *в* — резец РУ-6 для крепких углей и мягких пород; *г* — резец РП-2 для породы

В целях повышения скорости бурения в настоящее время буровые резцы (рис. 94) армируют твердыми сплавами. Такие резцы при срабатывании (затуплении) на 0,5—1 *мм* затачивают на специальных точильных карборундовых кругах.

При заточке резцов необходимо соблюдать форму режущих элементов и соотношение их размеров.

Перед началом бурения электросверло опробуют вхолостую. При бурении сначала применяют короткие забурники, которые после достижения глубины шпура 400—500 *мм* заменяют буром необходимой длины.

В Советском Союзе для бурения шпуров по породам с коэффициентом крепости по Протодьяконову до 8 выпускают колонковые электросверла ЭБК-2м (Э — электросверло, Б — бурильное, К — колонковое, 2 — вторая модель, м — модернизированная), БК-2А, ЭБК-3А и ЭКМ-2. Первые два отличаются одно от другого мощностью двигателя (соответственно 2,7 и 3,7 *квт*). Электросверло ЭБК-3А предназначено для бурения по более крепким породам, поэтому оно отличается от предыдущих вдвое

меньшим числом оборотов двигателя, вследствие чего скорость подачи шпинделя и число оборотов последнего невелики.

Электросверло ЭКМ-2 (Э — электросверло, К — колонковое, М — Михайлова, 2 — вторая модель) отличается от электросверл ЭБК меньшим весом: 65 против 120 *кг*. В настоящее время разработано электросверло ЭБК-5, имеющее двухскоростной двигатель, позволяющий путем соответствующего переключения получать 1500 и 3000 *об/мин* и мощность соответственно 2 и 4,9 *квт*.

Меняя шестерни редуктора и скорость электродвигателя, можно получить двенадцать режимов работы электросверла ЭБК-5. Это позволяет в каждом конкретном случае настраивать электросверло на оптимальный режим бурения.

В последние годы в Кузбассе и Донбассе проводились работы по внедрению бурения шпуров электросверлами с боковой промывкой шпуров. При этом вместо обычных витых применяли буры из стандартной шестигранной буровой стали. Хвостовик бура имел ромбическую шейку для соединения с электросверлом и шлифованную цилиндрическую часть для насадки муфты; через насадку муфты и канал в буре вода поступала в забой.

При водяной промывке уменьшается пылеобразование, снижается удельный расход резцов и сокращается время на вспомогательные операции.

Как показали опытные работы, при бурении электросверлами с промывкой шпуров водой снижается стоимость производства работ и повышается производительность труда проходчиков по сравнению с бурением пневматическими бурильными молотками ОМ-506 (см. § 26).

§ 26. ПНЕВМАТИЧЕСКИЕ БУРИЛЬНЫЕ МАШИНЫ

В горной промышленности в настоящее время применяют пневматические ударные бурильные машины исключительно *молоткового типа*, у которых поршень-боек *1* не связан с буром *2* (рис. 95) и играет роль молотка, наносящего удары по хвостовику бура.

В зависимости от веса и условий применения эти машины делятся на три группы.

1. *Ручные бурильные машины* (или *бурильные молотки*, рис. 96) весом от 10 до 40 *кг* предназначены главным образом для бурения вертикальных и наклонных шпуров. При бурении ими горизонтальных, наклонных и восстающих шпуров рекомендуется применять специальные устройства для поддержания машин во время работы, иначе увеличивается утомляемость бурильщика и значительно снижается производительность труда.



Рис. 95. Схема ударной пневматической бурильной машины

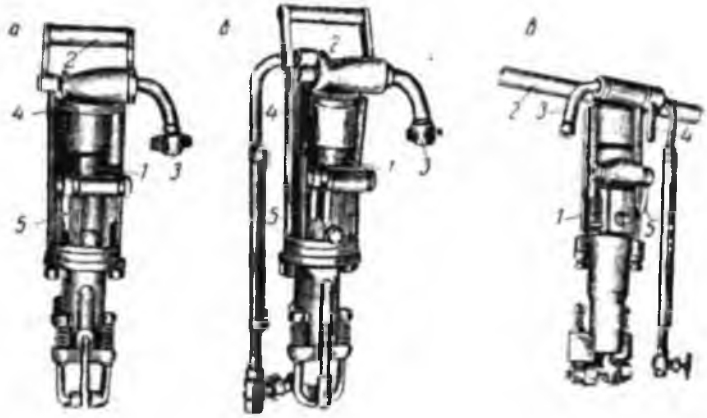


Рис. 96. Ручные пневматические бурильные машины:
а — РП-17; *б* — РПМ-17; *в* — ОМ-506л; *1* — цилиндр; *2* — ручка машины; *3* — труба для подвода сжатого воздуха; *4* — рукоятка впускного крана; *5* — рукоятка для пуска воздуха для продувки шпура

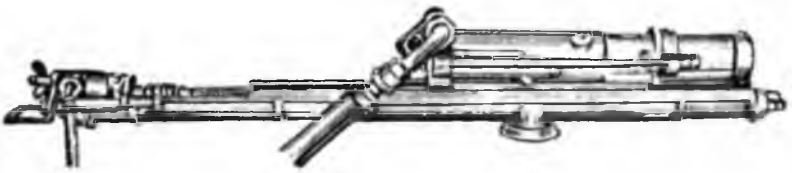


Рис 97. Колонковая бурильная машина КЦМ-4

2. *Колонковые бурильные машины* (рис. 97) весом от 40 до 110 *кг* предназначены для бурения горизонтальных и наклонных шпуров. Их широко применяют при проведении горизонтальных горных выработок.

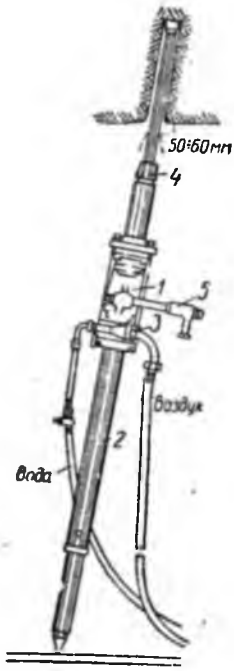


Рис. 98. Пневматическая бурильная машина телескопного типа:
1 — бурильный молоток; *2* — телескопная колонка; *3* — трубка с краном для подсоединения сжатого воздуха; *4* — букса для бура; *5* — рукоятка для управления подачей

3. *Телескопные бурильные машины* (рис. 98) весом от 25 до 50 *кг* предназначены для бурения шпуров, направленных вверх.

Из ручных бурильных машин, наибольшее распространение получили легкие молотки РП-17 (Р — ручной, П — перфоратор, 17 — вес в килограммах) (рис. 96, *а*), работающие с продувкой шпуров сжатым воздухом; РПМ-17 (значения букв те же, М — мокрый) (рис. 96, *б*), работающие с промывкой шпуров водой, и тяжелые (30,0 *кг*) ОМ-506л (рис. 96, *в*), работающие с продувкой или промывкой шпуров.

Машины типа ОМ-506 выпускаются различных марок (ОМ-506л, ОМ-506м, ПМ-507, БМП-30), различающихся отдельными деталями. Бурильный молоток БМП-30 приспособлен для сухого отсасывания из шпура пыли и буровой мелочи через бур и машину при помощи эжектора, встроенного в крышке.

К тяжелым относятся также ручные бурильные машины ПР-30Л и ПР-30ЛБ. Первая из них предназначена для центральной промывки, а вторая — для боковой.

Число ударов у перечисленных машин достигает 1600—1800 в минуту. Расход сжатого воздуха при давлении 5 *ати* составляет 2—3 $м^3/мин$.

В последнее время создаются бурильные машины (ПР-24Л, ПР-24ЛБ), значительно повышающие производительность бурения за счет увеличения числа ударов до 3000 в минуту путем уменьшения хода поршня. Работа удара в пределах 5 *кгсм* сохраняется путем увеличения диаметра поршня и расхода сжатого воздуха. Такие бурильные машины получили название *высокочастотных*. При давлении 5 *ати* машины ПР-24Л и ПР-24ЛБ расходуют 3,5 $м^3/мин$.

Для облегчения труда при бурении горизонтальных и наклонных шпуров и повышения производительности бурения бурильные молотки легкого и среднего веса следует устанавливать на *пневматических поддержках* П-1 (рис. 99). Пневмати-

ческая поддержка воспринимает отдачу бурильной машины и осуществляет подачу ее на забой. Для поддержания бурильных машин среднего веса применяют пневматические поддержки ППК-17, а машин ПР-24Л и ПР-24ЛБ — П18ЛА.

Еще более значительное повышение производительности при бурении горизонтальных шпуров достигается путем установки бурильных молотков при помощи специальной каретки на *автоподатчике* (см. рис. 97), который, в свою очередь, устанавливается на *винтовых колонках*, *буровых тележках* (рис. 100) или

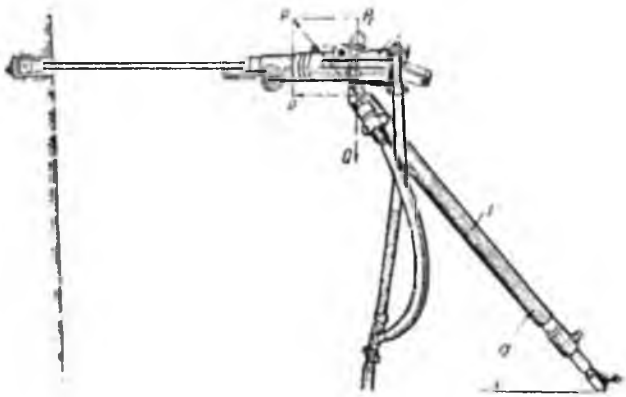


Рис 99. Бурильный молоток на пневматической поддержке П-1:
1 — пневматическая поддержка; *2* — бурильный молоток

манипуляторах МБИ-5у, монтируемых на погрузочных машинах.

Автоподатчик ПП-1 в процессе бурения автоматически осуществляет подачу бурильной машины в направлении бурения при помощи пневматического двигателя.

Работают бурильные пневматические машины по тому же принципу, что и отбойные молотки (см. § 17), только они снабжены специальным устройством для поворота бура после каждого удара.

Из колонковых наибольшее распространение получила бурильная машина КЦМ-4 (см. рис. 97). Подача ее к забою по мере углубления шпура производится автоматически.

Колонковые бурильные машины с нижней стороны цилиндра имеют специальный прилив, предназначенный для укрепления на салазках, устанавливаемых при помощи хомута на кронштейне распорной колонки или буровой тележки.

Буровая тележка БК-2 (рис. 100) представляет собой платформу, передвигающуюся по рельсовым путям, на которой имеется два кронштейна для бурильных машин, устанавливаемых на автоподатчиках.

Во время бурения шпуров тележка упирается в кровлю выработки раздвижными упорами, которые во время передвижения тележки укладываются в собранном виде на подставке.

В средней части тележки имеется распределительное устройство для подачи в бурильные машины сжатого воздуха и воды

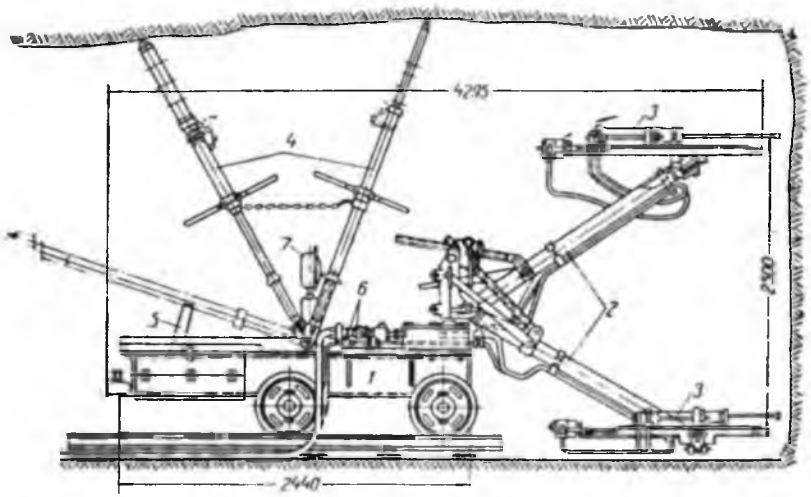


Рис. 100. Буровая тележка БК-2:
1 — платформа; *2* — кронштейн; *3* — бурильная машина; *4* — упоры; *5* — подставка для упора; *6* — распределительное устройство для сжатого воздуха и воды; *7* — прожектор

для промывки шпуров, а также установлен прожектор для освещения забоя.

Кроме тележки БК-2, рассчитанной на работу двух машин, выпускаются буровые тележки БК-3 на три и БК-4 — на четыре бурильные машины.

Достоинством буровых тележек является значительное сокращение времени на подготовительные и заключительные операции при бурении шпуров. На бурение одного шпура при применении буровой тележки требуется на 22% меньше времени, чем с распорной колонки, и на 35% меньше, чем при бурении с пневмоподдержки.

Применение буровых тележек ограничивается сечением выработок 6—8 $м^2$; поэтому необходимо создание более легких и компактных конструкций их.

Для бурения восстающих шпуров выпускаются телескопные бурильные машины ТП-4 и ТП-30, представляющие собой ручные молотки (см. рис. 98), укрепленные на телескопных колонках в виде цилиндра, в котором находится шток с поршнем.

Воздух в телескопную колонку и в бурильную машину подается через кран. Вначале воздух поступает в колонку и раздвигает ее. При дальнейшем повороте впускного крана сжатый воздух одновременно поступает в молоток и в телескопную колонку, вследствие чего обеспечивается постоянная подача молотка вверх.

Телескопный бурильный молоток ПТ-45П приспособлен для отсоса из шпуров пыли посредством эжектора.

Очистка шпуров при бурении ударными пневматическими бурильными машинами может производиться путем *продувки* сжатым воздухом или *отсоса* через машину или *промывки водой* подаваемой в шпур через специальную трубку внутри машины и канал в буре.

В последнее время применяют также боковую промывку аналогично описанной выше применительно к электросверлам.

Для успешной промывки расход воды при ручных бурильных машинах должен составлять не менее 3 *л/мин*, а при колонковых — не менее 5 *л/мин*.

Промывочная вода не только очищает забой шпура от буровой мелочи, устраняет пылеобразование и охлаждает головку бура, но и способствует разрушению пород при бурении, так как, проникая в мельчайшие трещины (существующие или образующиеся при бурении) и смачивая их стенки, она действует наподобие клина и как бы понижает прочность породы.

Подача промывочной воды к бурильным машинам может производиться централизованно, для чего по горным выработкам прокладывают трубопроводы или вблизи забоя устанавливают *цистерны,* от которых к каждой машине отдельно подводится вода (рис. 101). В Кизеловском бассейне созданы *самозаполняющиеся бачки* КФ-1, которые автоматически заполняются водой и переключаются на подачу ее к бурильным машинам.

При очистке шпуров продувкой воздух у забоя содержит значительное количество пыли. Длительное вдыхание такого воздуха может вызывать профессиональные легочные заболевания, носящие название в зависимости от рода пыли, вызывающей их: при угольной пыли — *антракоз*, при кварцевой (силикатной) — *силикоз* и др.

Наиболее вредными по силикозу являются работы по породам, содержащим свободную двуокись кремния (SiO_2) в количестве более 10% при концентрации пыли в воздухе выше 2 *мг/м*^{3} и крупности ее частиц от 0,2 до 5 μ.

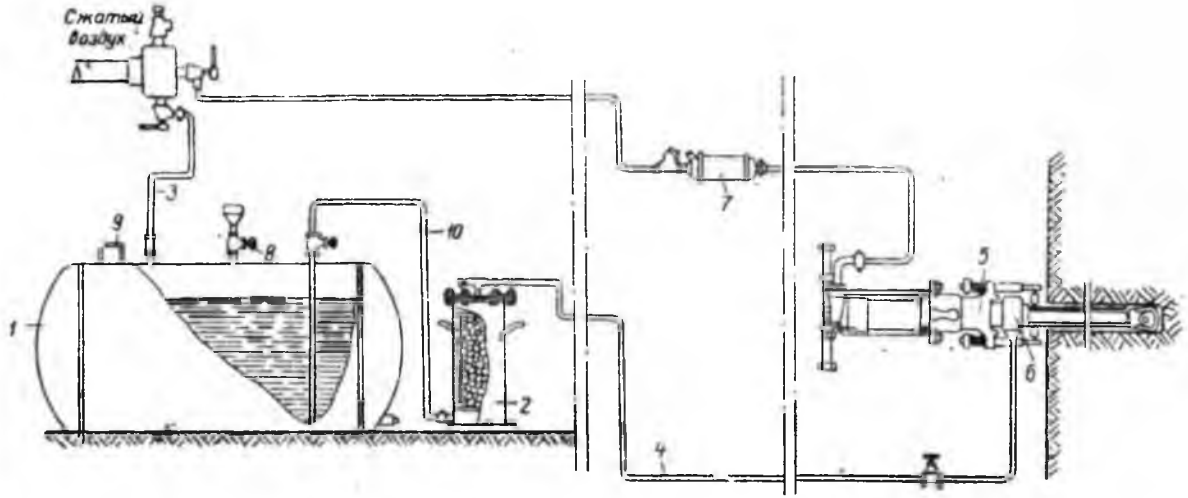


Рис. 101. Схема индивидуальной установки для бурения шпуров с промывкой водой:
1 — перекачной бачок; *2* — фильтр; *3* — шланг для подачи сжатого воздуха; *4* — шланг для подачи воды; *5* — бурильный молоток; *6* — муфта для боковой промывки; *7* — автоматическая масленка; *8* — кран; *9* — горловина; *10* — труба

В СССР проводятся большие работы, направленные к полной ликвидации заболеваний силикозом. Приняты специальные решения по борьбе с силикозом в горнорудной промышленности, в частности запрещается бурение в подземных выработках рудных шахт без промывки; запрещается также бурение без промывки и в других шахтах при наличии пород, содержащих свободную двуокись кремния в количестве более 10%.

Бурение шпуров с промывкой водой в настоящее время является наиболее эффективным методом борьбы с пылеобразованием и запыленностью воздуха. Наряду с этим применяется сухое пылеулавливание: осевое — через канал бура и пылеотводящую трубку, проходящую через бурильную машину, и боковое — через канал бура и боковую муфту-насадку. Отсасываемая от шпура пыль по шлангу поступает в *пылеуловитель,* где она гасится (осаждается). Пылеуловитель периодически следует очищать.

Существуют также специальные пылеуловители для улавливания пыли у устья шпура.

Вращательное пневматическое бурение, как указывалось выше, получило незначительное распространение, так как область его применения ограничивается бурением шпуров только по углю и мягким породам. Отечественные заводы выпускают пневмосверла СПР-11, СПРП-15. Пневмосверло СПРП-15 приспособлено для работы с пневмоподдержки.

§ 27. БУРЫ ДЛЯ УДАРНЫХ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ БУРИЛЬНЫХ МАШИН

Буры и стержни составных буров для ударных пневматических бурильных машин изготовляют из углеродистой стали, чаще всего шестигранного сечения в поперечнике, диаметром 22—32 *мм,* имеющей по оси прута канал диаметром 5—6 *мм.*

Чтобы пробурить шпур определенной глубины, необходимо иметь *набор (комплект)* из нескольких буров различной длины с уменьшающимися по мере увеличения длины бура диаметрами головок.

В процессе бурения лезвие головки бура срабатывается и тупится. Поэтому время от времени, в зависимости от крепости пород, затупившийся бур необходимо заменять новым. Старый бур передается в мастерскую для заправки на *бурозаправочных станках.*

Для *заправки* (восстановления) головок и хвостовиков буров их предварительно нагревают в специальных *нефтяных горнах.* После обработки (заправки) головки бура ее необходимо *закалить* — придать ей необходимую твердость. Для этого головку

бура вновь нагревают до определенной температуры и опускают в холодную воду.

Для повышения технико-экономической эффективности ударного бурения применяют головки буров с пластинками из твердого сплава. Как показала практика, в этом случае производительность бурения в породах средней и ниже средней крепости повышается от 40 до 100% и выше, а в породах выше средней крепости и крепких — от 100 до 300%.

Как и резцы сверл, буровые головки, армированные твердыми сплавами, не подвергаются термической обработке, а затачиваются.



Рис. 102. Формы головок буров для ударного бурения

В последнее время начали применять буры главным образом со съемными коронками, армированные пластинками из твердого сплава.

Применение съемных коронок снижает расход буровой стали, сокращает расходы по транспортировке буров из забоя в мастерскую и обратно и упрощает бурозаправочное хозяйство.

Формы головок буров могут быть различные. Чаще всего они бывают *однодолотчатые* (рис. 102, *а*) или *крестовые* (рис. 102, *б*). В последнее время получает широкое применение *Т-образная* форма (рис. 102, *в*) и *разъемные головки с опережающим лезвием* (рис. 102, *г*).

Соединение съемной головки со стержнем бура может быть конусное (основанное на силе трения) и резьбовое.

§ 28. ПОДАЧА ЭНЕРГИИ К БУРИЛЬНЫМ МАШИНАМ

При бурении электросверлами электрическая энергия подается по бронированному кабелю, прокладываемому по горным выработкам до специального пускателя. От пускателя к электросверлу ток подается по гибкому кабелю длиной 50—100 который для удобства обращения наматывается на специальны барабан и соединяется с пускателем через штепсельную муфту

при помощи отрезка гибкого кабеля. Второй конец гибкого кабеля, намотанного на барабан, снабжен штепсельной муфтой, в которую вставляется штепсельная вилка, имеющаяся на конце отрезка гибкого кабеля, идущего непосредственно от электросверла.

При бурении пневматическими бурильными машинами сжатый воздух подводится от компрессора к забоям по трубам.

Диаметр трубопровода в каждом отдельном случае определяется в зависимости от длины участка и количества проходящего по нему воздуха. Непосредственно у компрессора диаметр труб бывает 100—200 *мм*. По мере удаления от него и разветвления сети диаметр труб уменьшается и у самого забоя бывает 38—50 *мм*. От трубопровода непосредственно к бурильной машине сжатый воздух подается по гибким резиновым шлангам длиной 10—15 *м* с внутренним диаметром 16—25 *мм*.

Давление сжатого воздуха у компрессора обычно бывает 6—7 *ат*, а непосредственно у молотка не должно быть ниже 5—6 *ат*, так как при падении давления воздуха производительность бурильной машины уменьшается.

Последнее время имеется тенденция к повышению давления сжатого воздуха как у компрессора, так и у потребителя.

Потеря давления сжатого воздуха происходит как за счет утечек его в местах неплотных соединений труб и через арматуру, так и за счет преодоления им сопротивлений при движении по трубам.

Необходимая производительность компрессора определяется в зависимости от числа работающих пневматических механизмов. Например, если работают только бурильные и отбойные пневматические молотки, то производительность компрессорной установки Q может быть ориентировочно определена по формуле

$$Q = k_1 n_1 q_1 + k_2 n_2 q_2 + al, \ м^3/мин, \qquad (13)$$

где k_1 — коэффициент одновременности работы бурильных машин, который можно принимать равным 0,8 — 0,9;
n_1 — число работающих бурильных машин в смену;
q_1 — расход воздуха одной бурильной машиной, $м^3/мин$;
k_2 — коэффициент одновременности работы отбойных молотков, равный 0,9;
n_2 — число работающих отбойных молотков в смену;
q_2 — расход воздуха одним отбойным молотком, $м^3/мин$;
a — потери воздуха на 1 *км* сети, $м^3/мин$;
l — длина воздухопровода (суммарная одновременно работающих участков), *км*.

§ 29. НЕКОТОРЫЕ СВЕДЕНИЯ О ЗАРУБЕЖНЫХ БУРИЛЬНЫХ МАШИНАХ

В зарубежных странах применяют бурильные машины того же типа, что и в Советском Союзе.

Для бурения по углю и мягкой породе в большинстве стран применяют электросверла. В ГДР, Франции и Англии находят широкое применение пневматические сверла. В Англии, кроме того, выпускается гидравлическое сверло «Гладиатор».

Для бурения шпуров по крепким породам повсеместно применяют ударно-поворотные и ударно-вращательные бурильные машины. В ГДР выпускаются ручные бурильные машины 9/090 завода Э. Тельмана; в Польше — машины легкого и среднего веса типа WUP. В США широко известны бурильные машины различных марок и веса фирмы Ингерсолл Ранд.

В последнее время в странах Западной Европы стали выпускаться высокочастотные бурильные машины, с числом ударов 2300—3000 в минуту: в Англии — «Клеймакс» и «Хелмэн», во Франции — «Медан» и «Монтабер», в Швеции — «Атлас-Дизель», в Финляндии — «Тампелла», в ФРГ — «Бергмайстер», в Австрии — «Белер» СР-20.

Бурильные машины как и в Советском Союзе, устанавливают при бурении по углю и мягким породам на пневмоподдержках, а при бурении по крепким породам — на буровых тележках, выпускающихся как на колесном, так и на гусеничном ходу. Бурение с распорных колонок считается менее производительным. Массовое распространение получают пневмоподдержки из легкого сплава. Зарубежные бурильные машины работают с продувкой шпуров, с промывкой и с отсосом пыли, причем в последних двух случаях применяют как осевую, так и боковую промывку или отсос.

Головки буров за рубежом получили наибольшее распространение однодолотчатой и крестовой формы. Типы головок буров, выпускаемых отдельными фирмами, различаются расположением лезвий, толщиной перьев, величиной углов приострения, способом соединения со стержнем бура, расположением продувочных отверстий и пр.

Борьба с пылью при бурении шпуров за рубежом идет по тем же направлениям, что и в Советском Союзе.

При бурении шпуров ударными пневматическими бурильными машинами происходит сильный шум, что отрицательно действует на организм человека. Для борьбы с ним в Англии фирмой Вокс Лимитед выпускают глушители шума. Принцип действия их заключается в том, что отработанный воздух, про-

ходя по каналам различного сечения, то расширяется, то сжимается, вследствие чего происходит затухание звуковой энергии шума.

§ 30. РАСПОЛОЖЕНИЕ ШПУРОВ В ЗАБОЕ, ИХ ГЛУБИНА И ЧИСЛО

Целью применения взрывных работ является отделение породы от массива и раздробление ее на куски, наиболее удобные по размерам для погрузки. Сопротивление различных пород отделению от целика и раздроблению неодинаково и зависит в первую очередь от свойств самих пород: их крепости, слоистости, трещиноватости, кливажа и т. п. Поэтому для получения наибольшего эффекта при ведении взрывных работ шпуры следует располагать в забое с учетом этих естественных свойств пород. Кроме того, на расположение шпуров в забое оказывают влияние тип горной выработки и форма ее поперечного сечения.

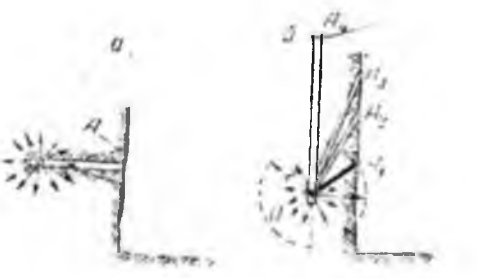


Рис. 103. Расположение шпуров относительно плоскости забоя

Если в забое выработки, проводимой по однородной массивной породе, пробурить один шпур перпендикулярно плоскости забоя (рис. 103, *а*) и зарядить его взрывчатым веществом, то при взрыве почти не произойдет отрывания породы, так как вся сила его будет направлена на выбрасывание из шпура забойки и на некоторое раздробление и уплотнение породы вокруг шпура. Если же шпур пробурить наклонно к плоскости забоя (A_1O, рис. 103, *б*), то порода между шпуром и обнаженной поверхностью забоя окажется по сравнению с предыдущим случаем в более благоприятных для отрыва от массива условиях, так как в этом направлении сопротивление породы отрыванию будет меньше, чем в остальных. При расположении шпуров под более острыми углами к плоскости забоя (A_2O, A_3O) объем породы, отрываемой одним шпуром, возрастает. Максимальный эффект взрыва достигается при расположении шпура параллельно обнаженной плоскости (A_4O), что возможно при наличии вруба. При работе по мягким породам или при наличии мягкого прослойка такой вруб может быть произведен при помощи врубовой машины; при ведении взрывных работ в массивных породах вруб производится при помощи взрывных работ. Для этого в забое (рис. 104) пробуривают несколько наклонных, направ-

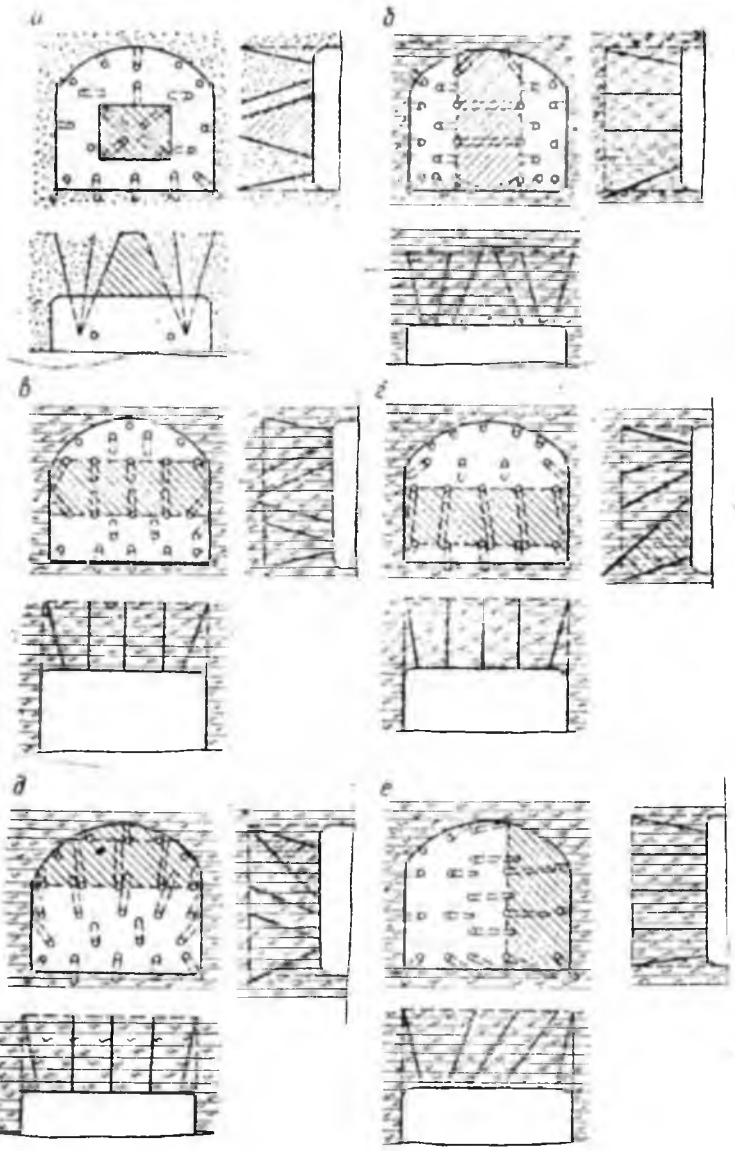


Рис. 104. Основные типы врубов при проведении горизонтальных горных выработок по крепким породам:

а — центральный пирамидальный; *б* — вертикальный клиновой; *в* — горизонтальный клиновой; *г* — нижний клиновой; *д* — верхний клиновой; *е* — боковой

ленных друг к другу так называемых *врубовых шпуров*[1], заряды в которых взрывают в первую очередь. При этом все заряды последующих шпуров взрывают при наличии второй обнаженной поверхности; такие шпуры называют *отбойными*. Глубину их обычно принимают несколько меньше, чем врубовых.

Кратчайшее расстояние (см. рис. 103, *б*) от центра заряда до обнаженной плоскости называется *линией наименьшего сопротивления*.

Глубину шпуров определяют в зависимости от крепости пород, исходя из времени, необходимого для выполнения проходческого цикла, в основном для бурения и уборки породы.

Например, при необходимости окончания бурения всех шпуров в заданное время t длина l шпуров может быть определена по формуле

$$l = \frac{cn_1t}{kN}, \text{ м}, \tag{14}$$

где c — средняя скорость бурения, *м/мин*;
n_1 — число одновременно работающих бурильных машин.;
$k = 1 - 1{,}1$ — коэффициент, учитывающий бурение дополнительных (подбурочных) шпуров;
N — общее число шпуров в забое.

Общее число шпуров определяют исходя из числа шпуров, приходящихся на 1 $м^2$ забоя, зависящего в основном от крепости пород и размеров забоя и устанавливаемого по данным практики или по необходимому расходу взрывчатого вещества.

В первом случае может быть применена также формула М. М. Протодьяконова

$$n = 2{,}7\sqrt{\frac{f}{S}}, \tag{15}$$

где n — число шпуров на 1 $м^2$ забоя;
S — площадь забоя, $м^2$;
f — коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова.

Следует, однако, иметь в виду, что по этой формуле число шпуров (с учетом необходимой степени дробления породы при механической погрузке) получается заниженным.

Зная число шпуров на 1 $м^2$ забоя, легко найти их общее число

$$N = nS. \tag{16}$$

[1] Область применения отдельных типов вруба см. § 78.

Число шпуров по расходу взрывчатого вещества может быть определено по формуле

$$N = \frac{qV}{\gamma}, \tag{17}$$

где q — расход взрывчатого вещества на 1 $м^3$ породы;
γ — средняя величина заряда отдельных шпуров, $кг$;
V — объем взрываемой породы, $м^3$,

$$V = Sl, \ м, \tag{18}$$

где S — площадь выработки, $м^2$;
l — средняя длина шпуров, $м$.

Порядок установления величин q и γ см. в § 33.

Общее число шпуров N по числу шпуров на 1 $м^3$ взрываемой породы может быть определено по формуле

$$N = \frac{L_{общ}}{l}, \tag{19}$$

где $L_{общ}$ — общая длина всех шпуров, $м$;
l — средняя длина одного шпура, $м$.

Общая длина всех шпуров определяется из выражения

$$L_{общ} = Vl_{пог.\ м\ ш/м^3}, \tag{20}$$

где V — объем взрываемой породы, $м^3$,
$l_{пог.\ м\ ш/м^3}$ — число шпурометров, приходящееся на 1 $м^3$ взрываемой породы, которое берется по нормам.

Расположение шпуров применительно к отдельным случаям будет дополнительно рассмотрено в главе о проведении горных выработок.

§ 31. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

Общая характеристика взрывчатых веществ

Взрывчатыми веществами (ВВ) называют химические соединения или механические смеси, которые под воздействием внешнего импульса (нагревание, искра, толчок) способны к взрыву, т. е. могут с огромной скоростью превращаться в другие химические соединения с выделением тепла и образованием газов, способных производить механическую работу.

Крайне быстрое выделение энергии при химическом превращении ВВ, сопровождающееся выделением тепла и образованием сжатых газов, которые при высокой температуре мгновенно расширяются, производя механическую работу и образуя

в окружающей среде *ударные* (*взрывные*) *волны*[1], называется *взрывом.*

В зависимости от скорости взрывчатого разложения одно и то же взрывчатое вещество может быть *бризантным* (*дробящим*) или *фугасным* (*метательным*); чем больше скорость этого разложения, тем больше бризантность.

Скорость разложения внутри заряда измеряется в метрах в секунду. В зависимости от ее величины различают *взрывное горение и детонацию.*

В первом случае распространение взрывчатого разложения по взрывчатому веществу происходит без прохождения ударной волны и протекает со скоростью порядка сотен метров в секунду.

При детонации распространение взрыва обусловливается прохождением ударной волны по взрывчатому веществу и протекает для данного ВВ и при данных условиях с постоянной сверхзвуковой скоростью порядка нескольких тысяч метров в секунду.

Эффект взрыва зависит от качества взрываемого вещества и способа производства взрывных работ.

Для целей горного дела следует стремиться к такой организации взрывных работ, при которой обеспечивается детонация заряда ВВ.

Только немногие взрывчатые вещества взрываются при зажигании (например, гремучая ртуть и азид свинца). Большинство применяемых взрывчатых веществ при зажигании на открытом воздухе сгорает без взрыва.

При сжигании больших количеств взрыв может произойти и при горении ВВ на открытом воздухе, так как в этом случае образующиеся газы и тепло не успевают рассеиваться и вокруг взрывчатого вещества создается повышенное давление. Это необходимо иметь в виду при уничтожении взрывчатых веществ сжиганием.

Первый тип взрывчатых веществ применяют для изготовления *капсюлей-детонаторов* (см. ниже), а второй — в качестве основного взрывчатого вещества, обеспечивающего отрывание породы от массива и дробление ее.

Возможно возникновение взрыва некоторых ВВ от удара, толчка и даже трения. Эти свойства повышают опасность обращения с такими взрывчатыми веществами.

В практике взрывного дела в качестве возбудителя первичного взрыва применяют тепловые воздействия (искру). Взрыв основного заряда ВВ взрывается посредством *взрывного*

[1] Ударной (взрывной) волной называют скачкообразное изменение давления, распространяющееся в среде со сверхзвуковой скоростью.

толчка, т. е. сообщения толчка взрывчатому веществу при помощи взрыва небольшого заряда другого, так называемого *инициирующего* взрывчатого вещества.

Для быстрого разложения взрывчатого вещества с образованием большого количества газообразных продуктов со значительным выделением тепла необходимо, чтобы в состав самого взрывчатого вещества входили, с одной стороны, простые тела или химические соединения, обладающие значительной способностью быстро соединяться с кислородом, а с другой — содержащие кислород и обладающие способностью легко его отдавать.

Взрывные качества взрывчатых веществ характеризуются их относительной *работоспособностью* и *бризантностью*.

Относительная работоспособность характеризует способность ВВ производить механическую работу по отрыванию породы от массива и обычно определяется по расширению *свинцовой бомбы*, а бризантность — дробящие свойства — по *обжатию свинцовых цилиндриков*.

Свинцовая бомба представляет собой массивный цилиндр, отлитый из рафинированного свинца, диаметром и высотой 200 *мм*. По оси цилиндра имеется «шпур» (канал) диаметром 25 *мм* и длиной 125 *мм*.

Для испытания ВВ на работоспособность навеска его весом 10 *г* в форме цилиндра диаметром 25 *мм*, снабженная электродетонатором № 8, помещается в канал бомбы, часть которого, свободная от навески, забивается сухим промытым песком. После взрывания навески и очистки принявшего грушевидную форму канала измеряется объем последнего. Разность между объемами канала после взрыва и до него (нормальный объем канала 61—65 $см^3$) характеризует относительную работоспособность испытываемого взрывчатого вещества.

Испытание взрывчатых веществ на бризантность производится следующим образом. На стальной плите толщиной 20 *мм*, укладываемой на твердом основании по уровню, устанавливается цилиндрик из чистого рафинированного свинца диаметром 40 *мм* и высотой 60 *мм*. На цилиндрик помещается стальной диск диаметром 41 *мм* и толщиной 10 *мм*, на который устанавливается патрон испытуемого взрывчатого вещества весом 50 *г* с капсюлем-детонатором № 8 в бумажной гильзе.

Для укрепления и центрирования капсюля-детонатора в бумажную гильзу поверх взрывчатого вещества кладется картонный кружок с отверстием в центре 8 *мм*.

После взрыва измеряется высота свинцового цилиндрика в четырех диаметрально противоположных местах и вычисляется среднее обжатие. Уменьшение высоты цилиндрика, выраженное

в миллиметрах, и будет характеризовать относительную бризантность испытываемого взрывчатого вещества.

При взрывании взрывчатых веществ, кроме паров воды и углекислого газа, могут образоваться *окись углерода, окислы азота, сероводород* и *сернистый ангидрид*, которые являются ядовитыми газами. Поэтому для ведения взрывных работ в шахтах допускаются только такие взрывчатые вещества, которые после взрыва не образуют ядовитых газов в количествах, опасных для здоровья людей.

По условиям применения все взрывчатые вещества делятся на следующие группы:

I — допущенные только для открытых работ;

II — допущенные к применению для подземных и открытых работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли;

III — допущенные к применению для всех подземных и открытых работ, в том числе и для шахт, опасных по газу или пыли.

ВВ первых двух групп называют *непредохранительными*, а третьей группы — *предохранительными*.

Третья группа ВВ делится на четыре подгруппы:

а) для работ по углю и породе;

б) для работ только по породе;

в) для работ в серных шахтах;

г) для работ в нефтяных и озокеритовых шахтах.

Перечень допущенных взрывчатых веществ и средств взрывания публикуется ежегодно.

Все взрывчатые вещества для подземных работ должны применяться в виде патронов, причем изготовление патронов допускается только на заводах взрывчатых веществ.

Патроны каждой отдельной группы взрывчатых веществ должны иметь оболочку определенного цвета: у допущенных в шахтах, опасных по газу или пыли, для взрывания по углю и породе — *желтую*, а для взрывания только по породе — *синюю*; у допущенных в шахтах, не опасных по газу или пыли, — *красную*, а у допущенных для взрывания только на открытых работах — *белую*.

На всех патронах должен быть штамп черного цвета, на котором должно быть четко напечатано: название завода, состав взрывчатого вещества, дата изготовления и номер ящика.

Промышленные ВВ делятся на следующие основные классы:

аммиачноселитренные ВВ (аммониты и динамоны);

нитроглицериновые ВВ;

нитропроизводные ароматического ряда;

оксиликвиты;

хлоратные и перхлоратные ВВ;

черный порох.

В основном в СССР и за рубежом применяют аммиачно-селитренные и нитроглицериновые ВВ. Остальные ВВ почти не используются.

Взрывчатые вещества, применяющиеся при ведении горных работ

Нитроглицериновые взрывчатые вещества, применяющиеся при подземных работах, могут быть разделены на *динамиты — желатинообразные* ВВ и *низкопроцентные нитроглицериновые* взрывчатые вещества, содержащие не более 10% нитроглицерина.

Отечественные заводы выпускают 62%-ный динамит, обыкновенный, и 35%-ный *труднозамерзающий динамит,* которые содержат нитроглицерина соответственно 62 и 35%.

Отрицательные свойства динамитов: большая их чувствительность к толчкам и ударам, *замерзание* при сравнительно высокой температуре, *«старение»* и *эксудация.*

Нитроглицериновые взрывчатые вещества в зависимости от содержания нитроглицерина замерзают при температуре от −10 до +4°.

В замерзшем виде, и в особенности в полузамерзшем, когда одна часть нитроглицерина находится еще в жидком состоянии, а другая уже перешла в твердое, нитроглицериновые взрывчатые вещества представляют особую опасность: достаточно слабого толчка или удара, перелома патрона или даже резкого срывания оболочки, чтобы вызвать взрыв. Кроме того, замерзший динамит обладает пониженной чувствительностью к детонации, вследствие чего могут получаться неполные взрывы. Поэтому хранить динамит следует в теплых складах с температурой 20—25° выше нуля и перевозить в утепленных фургонах. Замерзший динамит можно оттаивать в специальных помещениях. После оттаивания его снова можно применять для взрывных работ.

«Старением» динамита называется его способность с течением времени снижать способность к передаче детонации и чувствительность к восприятию детонации от капсюля-детонатора, а также снижать скорость детонации, вследствие чего возможны неполные взрывы. Невзорвавшийся же патрон динамита, попавший в уголь или породу, позже может взорваться от удара металлического инструмента.

Эксудацией называется способность динамитов с течением времени или при оттаивании выделять на поверхности патронов жидкий нитроглицерин. В таком состоянии динамит становится весьма опасным в обращении.

Динамит выпускается в виде цилиндрических патронов диаметром 32, 36, 40 и 45 *мм.* В настоящее время ведутся исследо-

вания по применению в крепких породах патронов диаметром 25 *мм*.

Аммиачноселитренные взрывчатые вещества, основной составной частью которых является аммиачная селитра, могут быть разделены на *аммониты и динамоны*.

Аммонитами называют механические смеси аммиачной селитры с нитропроизводными (тротил, гексоген) органических веществ, не содержащих нитроэфиров. Динамонами называют механические смеси аммиачной селитры с горючими добавками, не содержащими нитропроизводных. Основные свойства динамонов мало отличаются от свойств аммонитов.

По силе действия аммониты не уступают динамитам и сочетают в себе бризантные и метательные свойства.

В отношении безопасности аммониты имеют большие преимущества по сравнению с нитроглицериновыми взрывчатыми веществами, так как при низких температурах они не замерзают, сохраняя свои взрывчатые вещества, и не взрываются от толчков, трения и ударов.

К отрицательным свойствам аммонитов следует отнести их большую *гигроскопичность* и способность *слеживаться*.

Гигроскопичность аммонитов затрудняет применение их в сырых выработках и усложняет условия хранения. После высушивания взрывчатые свойства аммонитов восстанавливаются.

Аммониты, допущенные для ведения взрывных работ под землей, выпускаются в патронах диаметром 31—32 *мм* и 35—36 *мм*. По специальному заказу готовят патроны и больших диаметров, например 45, 55, 75 и 80 *мм*.

Во многих угольных шахтах регулярно или периодически выделяется *метан*, обладающий свойством взрываться в смеси (в количествах от 5—6 до 14%) с рудничным воздухом. Взрыв такой газовой смеси происходит при соприкосновении ее с телом, нагретым до 650° и выше, причем время, протекающее от начала соприкосновения до момента взрыва, зависит от температуры нагретого тела: при температуре 650° это время равно 10 сек., а при повышении ее оно быстро сокращается.

Очень тонкая угольная пыль, находящаяся в воздухе во взвешенном состоянии в количестве не менее 30—40 *г* на кубический метр, также способна взрываться при соприкосновении с телом, нагретым до температуры 700—800°.

Температура взрыва взрывчатых веществ значительно выше той, которая достаточна для возбуждения взрыва рудничного газа или угольной пыли. Поэтому, чтобы не произошло в шахтах, опасных по газу или пыли, их взрыва при ведении взрывных работ, должны применяться такие взрывчатые вещества, у которых взрывчатое превращение протекает крайне быстро и сопровождается, с одной стороны, кратковременным пламенем,

а с другой — выделением большого количества инертных газов, т. е. газов, не вступающих в повторные реакции между собой и с кислородом воздуха.

Взрывчатые вещества, обладающие такими свойствами и допускающиеся для ведения взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, называются *предохранительными.* Предохранительность в современных взрывчатых веществах достигается добавлением *пламегасителей,* т. е. веществ, поглощающих в некоторой степени теплоту взрыва. В СССР для этой цели в состав всех предохранительных взрывчатых веществ вводят хлористый натрий.

В целях повышения предохранительных свойств ВВ последние могут выпускаться в *предохранительных оболочках,* в основном состоящих из пламегасителей. Предохранительная оболочка может быть взрывчатой и невзрывчатой.

Предохранительные взрывчатые вещества не вызовут взрыва рудничного газа или угольной пыли лишь в том случае, если выделяющееся при взрыве тепло будет полностью поглощено механической работой отрывания породы от забоя. Поэтому необходимо, чтобы сила предохранительного взрывчатого вещества соответствовала крепости породы, по которой производятся работы.

Взрывчатыми веществами, допущенными в СССР для применения в шахтах, опасных по газу или пыли, за исключением серных, нефтяных и озокеритовых шахт, являются:

1. Для шахт всех категорий при взрывании по углю и породе — аммонит № 8.

2. Для работ по углю в очистных и подготовительных забоях — победит ВП-1 и ПУ-2, аммонит ПЖВ-20.

3. Для шахт I и II категорий при взрывании только по пустым. породам — аммониты АП-1, АП-2, АП-2П8, АП-4ЖВ, АП-5ЖВ и победиты 6 и ВП-2. Предохранительными ВВ, допущенными к применению только на серных шахтах, являются серные аммониты № 1 и 2.

Инициирующими называются такие взрывчатые вещества, которые способны легко детонировать от искры или пламени и предназначены для детонации бризантных ВВ.

Инициирующие взрывчатые вещества разделяются на собственно инициирующие ВВ, или *первичные инициаторы,* и *вторичные инициаторы,* или передатчики детонации от первичных инициаторов к зарядам детонируемого ВВ.

В СССР в качестве первичного инициирующего взрывчатого вещества чаще всего применяют *гремучую ртуть* и *азид свинца,* а в качестве вторичного — *тетрил.* Так как азид свинца сравни-

тельно трудно взрывается от искры, то поверх него обычно помещают незначительное количество легковзрывающегося вещества — *тринитрорезорцината свинца.*

§ 32. СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

Взрывание зарядов может производиться при помощи огня или при помощи электрического тока.

При огневом взрывании применяют огнепроводный шнур и капсюли-детонаторы, а при электрическом — электровоспламенители и электродетонаторы.

Капсюли-детонаторы (рис. 105) применяют для сообщения взрывного толчка заряду взрывчатого вещества. Изготовляют их в виде металлической или бумажной гильзы диаметром 7 *мм* и длиной 45,5—51 *мм,* открытой с одного конца и на две трети заполненной зарядом ВВ. В нижней части гильзы запрессован вторичный инициатор, а поверх него — первичный.

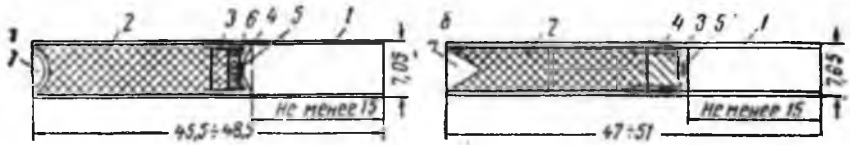


Рис. 105. Капсюль-детонатор:

а — в металлической гильзе; *б* — в бумажной гильзе; *1* — гильза *2* — вторичное инициирующее ВВ; *3* — первичное инициирующее ВВ; *4* — металлическая чашечка; *5* — отверстие; *6* — азид свинца; *7* — углубление

Огнепроводный шнур служит для сообщения снопа искр инициирующему взрывчатому веществу, находящемуся в капсюле-детонаторе. Горючей массой такого шнура является *шнуровой проход* в мельчайших зернах; снаружи эта масса заключена в две *оплетки,* предохраняющие ее от механического повреждения, от сырости и пр.

По скорости горения огнепроводный шнур разделяется на *нормально горящий* и *медленно горящий.* Скорость горения первого — 1 *см/сек,* а второго — 0,5 *см/сек.* Время горения первого 60—69 сек. для отрезка 60 *см,* а для такого же отрезка второго — 108—126 *сек.* Медленно горящий шнур отличается *желтой окраской.*

По характеру оболочки выпускаются четыре типа нормально горящего шнура:

1) *асфальтированный,* применяемый в сухих забоях;

2) *двойной асфальтированный,* применяемый в сырых забоях;

3) *гуттаперчевый,* применяемый для взрывания под водой;

4) ***полихлорвиниловый.***

Огнепроводный шнур изготовляют диаметром 5—6 *мм* и выпускают кусками длиной по 10 *м*.

Применение огнепроводного шнура в шахтах, опасных по газу или пыли, запрещается.

Электровоспламенители представляют собой два изолированных электрических проводника, концы которых соединены проволочкой (мостиком). При пропускании по проводам электрического тока этот мостик накаливается и воспламеняет зажигательный состав, передающий затем пламя инициирующему взрывчатому веществу капсюля-детонатора, в который вставляется электровоспламенитель.

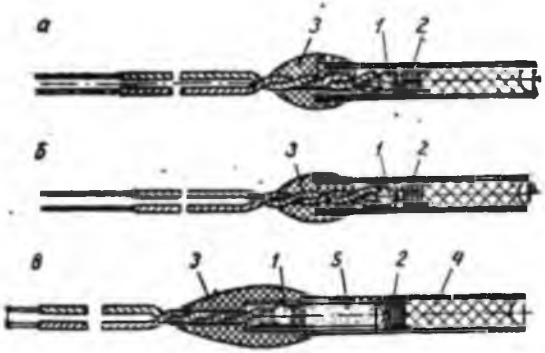


Рис. 106. Электродетонаторы:

а — мгновенного действия в металлической гильзе; *б* — мгновенного действия в бумажной гильзе; *в* — замедленного действия в бумажной гильзе; *1* — капельная головка электровоспламенителя; *2* — чашечка капсюля-детонатора; *3* — покрытие из изоляционной мастики; *4* — гильза капсюля-детонатора; *5* — столбик из медленно горящего состава

Капсюли-детонаторы, соединенные непосредственно с электровоспламенителем, носят название *электродетонаторов мгновенного действия*. По времени воздействия электровоспламенителя на первичное инициирующее ВВ электродетонаторы делят на электродетонаторы мгновенного действия и электродетонаторы замедленного и короткозамедленного действия.

В *электродетонаторах мгновенного действия* (рис. 106) капельная головка *1* электровоспламенителя помещается непосредственно у чашечки *2* капсюля-детонатора, а поэтому при пропускании электрического тока электродетонаторы взрываются практически мгновенно. *Электродетонаторы замедленного действия* (рис. 106, *в*) отличаются тем, что между капельной головкой (зажигательным составом) воспламенителя *1* и чашечкой *2* капсюля-детонатора помещается различной длины столбик *5* из медленно горящего состава.

В Советском Союзе электродетонаторы замедленного действия выпускаются со ступенями замедления 2, 4, 6, 8, а по особому заказу 10 и 15 сек. Электродетонаторы замедленного действия применяют в тех случаях, когда требуется, чтобы взрывы

нескольких зарядов или нескольких серий зарядов происходили с определенными интервалами

В последние годы как в Советском Союзе, так и за рубежом стали применять электродетонаторы *короткозамедленного действия,* обеспечивающие промежутки между взрывами отдельных зарядов в пределах десятых и сотых долей секунды. Отечественные заводы выпускают короткозамедленные электродетонаторы с замедлением 25, 50, 75, 100, 150 и 200 *мсек.*

В шахтах, опасных по газу или пыли, допускается применение только гремучертутнотетриловых электродетонаторов мгновенного действия № 8М и № 8Б.

Для одновременного взрывания нескольких зарядов при открытых работах, кроме электродетонаторов мгновенного действия, применяют *детонирующий шнур.* В последнее время его стали применять также и при подземных работах.

Детонирующие шнуры представляют собой тонкие хлопчатобумажные трубки, наполненные высокобризантными взрывчатыми веществами. При взрыве инициирующего взрывчатого вещества капсюля-детонатора сердцевина шнура детонирует, и детонация распространяется с большой скоростью: 6800—7200 *м/сек.*

§ 33. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ШПУРОВОГО ЗАРЯДА[1]

Ориентировочно величина отдельного заряда при шпуровом методе взрывных работ может быть установлена исходя из общего расхода взрывчатого вещества на одну заходку, определяемого по формуле

$$Q = qV, \ кг, \tag{21}$$

где q — расход взрывчатого вещества на 1 $м^3$ взрываемой породы, который берется по нормам с введением поправочных коэффициентов в случае отклонения условий данного конкретного случая от стандартных условий, *кг*;

V — объем взрываемой породы, $м^3$.

Зная общий расход взрывчатых веществ на всю заходку, можно найти средний расход ВВ на один шпур.

$$\gamma = \frac{Q}{N}, \ кг, \tag{22}$$

где N — число шпуров.

[1] В данном разделе дается лишь приближенный расчет величины заряда. Детально по данному вопросу см. специальные курсы по взрывным работам.

Величина заряда отбойных шпуров при одной обнаженной поверхности в забое для ориентировочных расчетов может быть принята равной половине их средней длины.

Заряд врубовых шпуров обычно бывает на 35—40% больше заряда отбойных шпуров. Поэтому для них величина заряда может быть принята равной 0,6—0,75 длины шпура.

Для шахт, опасных по газу или пыли, глубина шпура, предусмотренная § 486 «Единых правил безопасности при взрывных работах» (1958 г.), должна быть следующей:

а) минимальная глубина шпура при взрывных работах по углю и породе должна быть 0,65 *м*;

б) в шпурах глубиной до 0,9 *м* при взрывании по породе заряд должен занимать не более половины длины шпура;

в) в шпурах глубиной более 0,9 *м* при взрывании по породе заряд должен занимать не более двух третей длины шпура;

г) при взрывании по углю заряд во всех случаях должен занимать не более половины длины шпура.

Зная длину заряда и отдельных патронов и вес последних, можно определить число патронов в заряде и его вес в килограммах.

Окончательно величина заряда уточняется практически с учетом конкретной характеристики пород (крепость, трещиноватость, слоистость и т. п.) путем нескольких опытных взрываний.

§ 34. ЗАРЯЖАНИЕ ШПУРОВ И ВЗРЫВАНИЕ ЗАРЯДОВ

При заряжании шпуров взрывчатыми веществами патроны по одному вводятся в шпур и досылаются до его дна при помощи *забойника* — деревянного или алюминиевого цилиндрического стержня, диаметр которого меньше диаметра шпура, а длина несколько больше обычной глубины последнего. По всей длине забойника имеется полукруглая выемка, в которую помещают во время заряжания огнепроводный шнур или провода электродетонатора.

Когда все патроны заряда введены в шпур, последним посылается *патрон-боевик*, состоящий из патрона взрывчатого вещества и капсюля-детонатора с огнепроводным шнуром или патрона взрывчатого вещества с электродетонатором.

Соединение огнепроводного шнура с капсюлем-детонатором производится в специальном помещении, обычно в камере, устраиваемой рядом с подземным складом взрывчатых веществ. Приготовление же патрона-боевика должно производиться у самого забоя.

Концы отрезка шнура, предназначенные для введения в капсюль-детонатор, отрезают перпендикулярно оси шнура для обеспечения плотной посадки конца шнура на чашечку детонатора, так как иначе возможны отказы. Противоположные концы отрезков, предназначенные для зажигания, обрезают по диагонали для того, чтобы создать большую поверхность пороховой сердцевины, чем достигается надежность зажигания. Из устья шпура должен выходить конец шнура длиной не менее 15 *см*. Кроме того, время горения первого зажженного шнура должно быть достаточно для того, чтобы взрывник успел до начала взрыва зажечь остальные и удалиться в безопасное место. Длина самого короткого шнура должна быть не менее 1 *м*.

При надевании на один из концов огнепроводного шнура капсюля-детонатора последний предварительно освобождают от случайно попавшего сора постукиванием о ноготь открытым концом. Продувать капсюль-детонатор не разрешается, так как при этом в него может попасть слюна.

Вставив огнепроводный шнур в капсюль-детонатор, обжимают конец металлической гильзы при помощи специальных щипцов; при бумажной гильзе место соединения огнепроводного шнура с капсюлем обматывают прорезиненной изоляционной лентой или дульце капсюля затягивают ниткой.

При изготовлении патрона-боевика берут патрон взрывчатого вещества, разворачивают его оболочку с торцовой стороны и при помощи деревянной палочки делают в нем углубление. В это углубление и вставляют капсюль-детонатор. Развернутый конец оболочки патрона прижимают к шнуру и крепко обвязывают шпагатом.

Для соединения электродетонатора с патроном последний с торцовой части прокалывают наискось острой палочкой так, чтобы она вышла в бок патрона в нескольких сантиметрах от торца. В проделанное отверстие продевают сложенные вдвое петлей провода; затем вставляют капсюль в углубление, проделанное палочкой в том же торце, что и первый раз, и, перекинув петлю из проводов через противоположный торец патрона, затягивают провод.

Число одновременно взрываемых шпуров при взрывании открытым огнем по соображениям безопасности работ в горизонтальных и наклонных (до 30°) выработках ограничивается шестнадцатью, причем воспламенение отрезков шнура в одном забое разрешается производить только одному взрывнику. При наклонных (свыше 30°) и вертикальных выработках взрывание шпуров разрешается производить только электрическим способом. Число шпуров, взрываемых одновременно, при электрическом взрывании не ограничивается.

При электрическом взрывании пользуются током от взрывных электрических машинок или же от общей осветительной сети. Проводники электродетонаторов, выходящие из шпуров, соединяются с проводниками, ведущими к источнику электроэнергии, *последовательно, параллельно* или *по группам*. Смешанное соединение может быть двух видов: *параллельно-последовательное* и *последовательно-параллельное*. В последнем случае в каждой группе отдельные электродетонаторы соединяются последовательно, а каждая группа присоединяется к магистральным проводам параллельно. Выбор того или иного способа соединения при электрическом взрывании зависит от напряжения тока и сопротивления цепи; соединение выбирается с таким расчетом, чтобы в каждый электродетонатор поступал ток силой не менее 2,5 *а*. При меньшей величине тока электродетонатор может не взорваться.

Порядок ведения взрывных работ в различных случаях (см. «Единые правила безопасности при взрывных работах», § 480—491) устанавливается специальными правилами, причем для шахт, опасных по газу или пыли, устанавливаются особые правила, в основном сводящиеся (кроме отмеченных в § 33) к следующему:

1. Забои должны проветриваться непрерывной свежей струей.

2. В шахтах III категории и сверхкатегорных по газу взрывные работы допускаются только по особому для каждой шахты разрешению главного инженера треста и при условии применения специальных предохранительных ВВ в оболочках или других специальных ВВ, допущенных для применения в этих условиях Госгортехнадзором СССР.

3. На пластах, опасных по внезапным выбросам угля или газа, а также при вскрытии таких пластов применение взрывных работ по углю допускается только для *сотрясательного взрывания* (см. «Единые правила безопасности при взрывных работах», § 492—508).

4. Запрещается применение наружных зарядов. При взрывании шпуровых зарядов в больших глыбах породы линия наименьшего сопротивления должна быть не менее 30 *см*.

5. При наличии в забое нескольких обнаженных поверхностей линия наименьшего сопротивления от любой точки заряда ВВ до ближайшей обнаженной поверхности должна быть не менее 50 *см*.

6. Во всех случаях вся свободная от заряда часть шпура должна быть заполнена плотной забойкой.

7. Перед взрыванием в подготовительных выработках, проводимых по углю, должно производиться *орошение* осевшей

пыли с добавлением *смачивателей* или *осланцевание* взрываемого забоя. Кроме того, должно производиться смачивание с добавлением смачивателей или осланцевание в выработках, примыкающих к забою, на протяжении не менее 20 *м* от взрываемых зарядов.

8. Взрывание зарядов воспрещается, если ближе 20 *м* от них находится неубранный отбитый уголь и предметы, загораживающие выработку более чем на одну треть поперечного сечения.

9. Непосредственно перед заряжанием шпуров, а также перед каждым взрыванием взрывником зарядов газомерщик или десятник по вентиляции в присутствии взрывника обязан произвести замер содержания газа в забое (особенно у кровли) и в выработках, примыкающих к нему на протяжении 20 *м*. Кроме того, если шахта опасна по пыли, взрывник должен проверить, осланцован ли забой и выработка на протяжении 20 *м* от забоя.

Если при замере будет обнаружено, что в забое имеется метан в количестве 1% и более или что выработка не осланцована или не орошена, то заряжание и взрывание зарядов запрещается.

При электрическом взрывании разрешается пользоваться электроприборами (взрывными машинками, измерительными и проверочными приборами), допущенными Госгортехнадзором СССР к применению в шахтах, опасных по газу или пыли.

Перед проверкой исправности электросети необходимо произвести замер газа в забое, а перед взрыванием — у места, откуда будет производиться взрывание. Пользоваться измерительными приборами разрешается только в месте нахождения взрывной машинки (у места укрытия взрывника).

При соблюдении всех правил, требующихся при заряжании и взрывании, через известный промежуток времени после начала взрывания должен произойти взрыв. Однако на практике ход процесса иногда нарушается, вследствие чего взрыв не происходит вовсе, или происходит запоздалый или неполный взрыв, или же происходит выгорание заряда взрывчатого вещества, причем в последнем случае взрывчатое вещество не производит никакой механической работы.

Причинами таких явлений могут быть как недоброкачественность взрывчатых веществ и средств взрывания, так и нарушение правил обращения с ними и заряжания шпуров.

Кроме нежелательности нарушения правильного хода процесса взрыва, вызывающего непроизводительный расход взрывчатого вещества, следует отметить и значительную опасность, которую представляет частично или не полностью взорвавшийся заряд взрывчатого вещества.

Если, несмотря на соблюдение всех правил ведения взрывных работ, произойдет «отказ» шпура, то последний немедленно должен быть ликвидирован.

Ликвидация невзорвавшегося заряда разрешается только взрыванием нового заряда в шпуре, расположенном не ближе 30 *см* от шпура, в котором заряд не взорвался.

§ 35. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОМОЩИ ГЛУБОКИХ СКВАЖИН И МИННЫХ КАМЕР

При разработке месторождения полезного ископаемого открытым способом взрывные работы чаще всего выгодно организовывать таким образом, чтобы взрыв давал значительное количество раздробленного материала, что при соответствующих условиях дает определенные технические и экономические преимущества. Для этого применяют глубокие скважины или минные камеры.

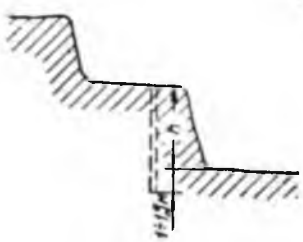


Рис. 107. Глубокая скважина при открытых работах:
h — высота уступа

При применении глубоких скважин (рис. 107) высоту уступа (забоя) принимают 30 *м* и выше в зависимости от характера и условий залегания добываемой породы. С верхней горизонтальной площадки уступа пробуривают один или два ряда скважин диаметром от 150 до 250 *мм* (чаще всего 200 *мм*) и глубиной на 1—1,5 *мм* ниже подошвы уступа. Бурение скважин производят при помощи станков ударно-канатного и вращательного бурения (рис. 108), а также бурильных машин.

Если скважина пробурена таким диаметром, что необходимый заряд не удается разместить в ней до определенной высоты, то нижнюю часть скважины расширяют, производя прострел ее. Прострел (рис. 109) заключается в том, что в скважину помещают небольшое количество взрывчатого вещества и взрывают его. В результате взрыва порода у нижней части скважины разрушается. После удаления разрушенной породы скважина заряжается несколько увеличенным, по сравнению с первым, зарядом и снова взрывается. Эту операцию производят

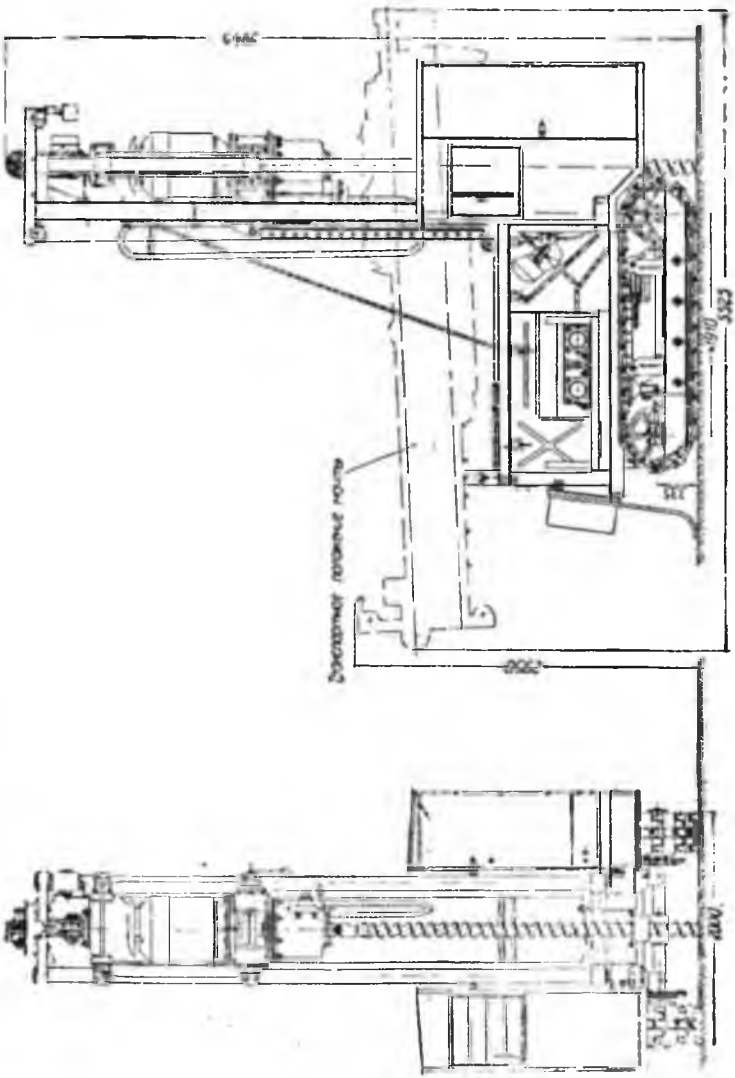


Рис. 108. Буровой станок СВБ-2 на гусеничном ходу

несколько раз, пока объем нижней части скважины не окажется достаточным для размещения в нем заряда необходимой величины.

При минных камерах значительные заряды взрывчатого вещества размещаются в специальных камерах, проводимых из конца штолен, заложенных на уровне подошвы взрываемого уступа, или из шурфов.

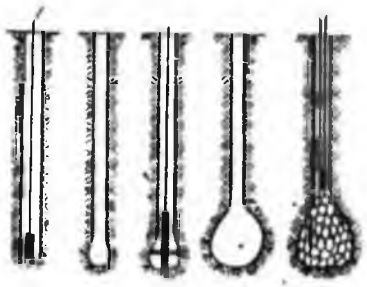


Рис. 109. Последовательность прострела скважины

§ 36. ХРАНЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для хранения взрывчатых веществ на шахтах устраивают *поверхностные* полууглубленные, углубленные и *подземные* склады. Как те, так и другие должны строиться по установленным нормам.

Поверхностные склады взрывчатых веществ должны располагаться на определенном, строго регламентированном расстоянии от жилых и технических сооружений.

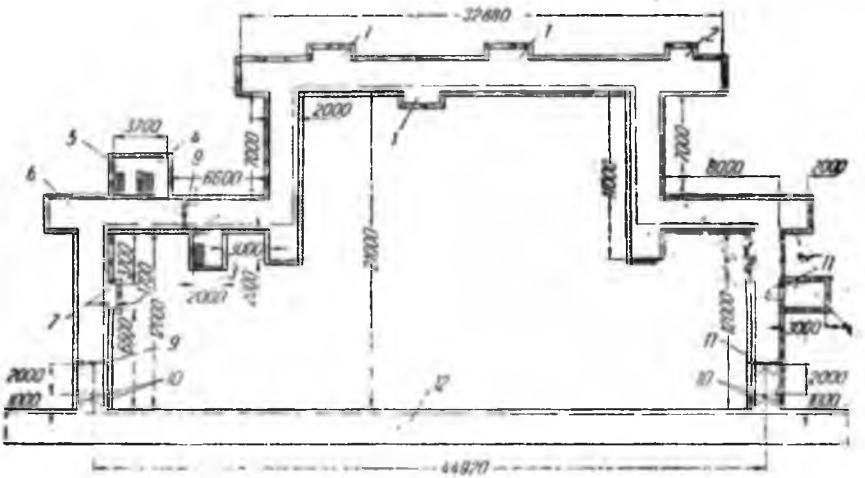


Рис. 110. Типовой подземный склад взрывчатых веществ:

1 — ячейки для хранения ВВ; *2* — ячейка для хранения электродетонаторов; *3* — камера для проверки и подбора электродетонаторов; *4* — камера выдачи ВВ; *5* — камера выдачи электродетонаторов и других средств взрывания; *6* — камера электрораспределительных устройств и место сторожа; *7* — камера хранения сумок взрывников; *8* — вентиляционная выработка; *9* — решетчатая металлическая двухпольная дверь; *10* — металлическая противопожарная двухпольная дверь; *11* — металлическая однопольная вентиляционная дверь с окном; *12* — основная выработка

Подземные склады (рис. 110) разрешается строить только по типовым проектам.

По существующим в СССР правилам предельная емкость подземных складов не должна превышать трехсуточного запаса взрывчатых материалов и десятидневного запаса средств взрывания для данной шахты.

Местоположение подземного склада взрывчатых веществ должно выбираться с соблюдением минимально допустимых расстояний.

В ячейковых складах ячейки хранения взрывчатых веществ устраивают в стенах выработки по обеим ее сторонам и располагают в шахматном порядке на равных расстояниях от подошвы и кровли выработки.

В шахтах, опасных по газу или пыли, в выработках, к которым примыкают ходки в склад взрывчатых веществ, на входящей и исходящей из склада вентиляционных струях должны устраиваться сланцевые заслоны.

Спуск взрывчатых веществ в шахту не должен производиться одновременно со спуском людей. От ствола шахты в подземный склад взрывчатые вещества доставляют в деревянных ящиках, выложенных войлоком, на рессорных платформах, могущих передвигаться по рельсовым путям.

Переноска взрывчатых веществ из подземного склада до места взрывных работ должна производиться исключительно взрывниками в специальных сумках.

Порядок перевозки и переноски взрывчатых веществ, а также хранения, выдачи, расхода и учета их устанавливается специальными инструкциями.

При хранении должно быть обеспечено наблюдение за качеством взрывчатых материалов и своевременное уничтожение их в случае негодности.

§ 37. ЗАМЕНА РАБОТ СО ВЗРЫВЧАТЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ БЕСПЛАМЕННЫМ ВЗРЫВАНИЕМ

Относительная опасность производства взрывных работ при помощи описанных выше взрывчатых веществ, особенно в шахтах, опасных по газу или пыли, вызвала стремление к отысканию средств, которые позволили бы заменить работу, производимую взрывчатым веществом, другими способами. Так, до Великой Отечественной войны Макеевский научно-исследовательский институт проводил в Донбассе опыты замены взрывчатых веществ патронами, заряженными жидкой углекислотой.

Ведение работ при помощи таких патронов в отличие от действия обычных взрывчатых веществ иногда называют *беспламенным взрыванием*, так как работа в данном случае производится газом, образующимся в результате физического процесса, заключающегося в переходе жидкой углекислоты в газообразное состояние.

Применявшиеся патроны представляли собой пустотелые стальные цилиндры, наполнявшиеся жидкой углекислотой и закрывавшиеся с обеих сторон пробками с нарезкой.

Заряженный патрон помещали в шпур; проводники от электровоспламенителя, находящегося внутри патрона, присоединяли к проводам, идущим к источнику электроэнергии, после чего производили взрывание, как и при обычном электрическом взрывании. От электровоспламенителя загорался нагревательный состав, который, сгорая, нагревал жидкую углекислоту, в результате чего она переходила в газообразное состояние. Углекислота в газообразном состоянии расширялась, продавливала специальный диск из мягкого металла в разрядной головке патрона, выходила через особые отверстия в последней в шпур и производила действие, аналогичное работе газов, образующихся при взрыве обычного взрывчатого вещества.

Давление газообразной углекислоты может достигать 700—1500 *ат* при температуре 300°, т. е. меньше вызывающей взрыв рудничного газа и угольной пыли.

Такие патроны получили название кардокс.

Проводились также опыты по замене углекислоты водой. Патроны, в которых углекислота заменялась водой, получили название гидрокс.

В США, Англии и Франции применяются также патроны, заряженные сжатым воздухом — аэрдокс.

Кардокс, гидрокс и аэрдокс в Советском Союзе распространения не получили.

В США кардокс применяли довольно широко.

В США проводились также испытания патронов хемхол, в которых углекислота заменена веществом, получившим то же название (хемхол), при разложении которого образуется водяной пар (до 60% от общего объема газа), азот и углекислота.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое буровзрывные работы, и какими способами они могут производиться?
2. Какие применяются для бурения шпуров электрические бурильные машины?
3. Какие применяются для бурения шпуров пневматические бурильные машины?

4. Какие применяются средства для разрушения пород при бурении электрическими и пневматическими машинами, и как осуществляется очистка шпуров?
5. Как располагаются шпуры в забое, и как определить их глубину и число?
6. Что такое взрывчатые вещества, и какие применяются способы их взрывания?
7. Назовите основные типы ВВ, применяющиеся при ведении горных работ, и основные их свойства.
8. Какие существуют средства взрывания?
9. Как приближенно определяется величина шпурового заряда?
10. Как осуществляется заряжание шпуров и взрывание зарядов?
11. В чем заключаются взрывные работы глубокими скважинами и минными камерами?
12. Как хранятся ВВ и средства взрывания?
13. Какие существуют пути замены взрывных работ?

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Глава IV

ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 38. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Характер проявлений горного давления[1] зависит от геологических факторов (физико-механических свойств пород, условий залегания и наличия в них воды), размеров горных выработок, а также способов и тщательности проведения последних.

Основной причиной горного давления является сила тяжести, так как вышележащие слои горных пород давят своим весом на нижележащие, которые, в свою очередь, оказывают противодействие этому давлению. В обычных условиях эти силы уравновешиваются, но породы находятся в напряженном состоянии.

После того, как нетронутый массив пород прорезается горной выработкой, вокруг последней происходит перераспределение напряжений, в процессе которого породы стремятся прийти в новое состояние равновесия, претерпевая те или иные деформации.

Упругие деформации по своим абсолютным размерам обычно бывают чрезвычайно малы и заканчиваются в весьма короткий отрезок времени. Поэтому в тех случаях, когда при проведении выработок деформации пород не выходят за пределы упругих, крепь не испытывает никакого давления и выработки могут стоять без крепи долгое время. Например, выработка со значительным пролетом, но проведенная в достаточно крепкой породе (крепкий сплошной песчаник или гранит и т. п.), или камера небольших размеров, проведенная в плотной глине, могут

[1] Комитетом технической терминологии АН СССР понятие горное давление определяется как «силы в породах, окружающих горную выработку».

стоять незакрепленными практически неограниченное время без заметных изменений.

Однако вследствие того, что породы обычно бывают не столь крепкие, а выработки имеют значительные поперечные размеры, упругие деформации переходят в пластические, возникают разрывы сплошности и начинается разрушение пород. Внешнее проявление этих стадий деформации обычно заключается в прогибе кровли выработки и образовании в ней трещин, сначала незаметных, а затем все увеличивающихся. По мере расширения трещин происходит отслаивание части породы и выпадение отдельных кусков ее, размеры которых зависят от характера пород и трещиноватости. Дальнейшее разрушение может привести к обвалам больших масс пород. В таких случаях для сохранения выработки заданной формы и размеров необходимо возведение соответствующей крепи, которая должна противостоять воздействию на нее окружающих пород, т. е. *горному давлению.*

Для расчета крепи необходимо знать, с одной стороны, величину и направление сил горного давления, а с другой — прочность горных пород, в которых проводится выработка.

Изменение напряженного состояния, вызывающее деформацию окружающих выработку пород, ограничивается некоторым контуром, который можно назвать *сферой влияния* данной выработки. В породах кровли эта сфера влияния проявляется образованием *зон обрушения, зон прогрессирующего трещинообразования* и созданием *активной зоны,* т. е. зоны, оказывающей непосредственное давление на выработку.

Горные породы, залегающие вне этих зон, не испытывают влияния данной выработки, но оно может проявиться с течением времени.

Определение прочности пород обычно производится по их образцам. Следует, однако, иметь в виду, что на показатели прочности, которые получаются при этих испытаниях, влияют форма и размеры образцов. С другой стороны, характеристика породы в образце не отвечает в точности таковой в массиве, так как взятие проб происходит после перераспределения напряжений и притом в непосредственной близости к выработке.

Кроме того, физико-механические свойства исследуемой породы претерпевают изменения в процессе обработки образца и доставки в лабораторию; например, в образце изменяется влажность, которая оказывает существенное влияние на прочность многих пород.

Изучение деформаций горных пород, возникающих вследствие проведения горных выработок, в последнее время базируется на

моделировании, так как применение для этих целей только математических методов сопряжено с большими трудностями.

Отсутствие точной теории горного давления, охватывающей все многообразие вопросов горного дела, приводит к необходимости создания приближенных методов решения отдельных практических задач, основанных на известных гипотезах, достаточно объясняющих наблюдаемые явления и позволяющих удовлетворительно вычислять величину горного давления, необходимую для расчета крепи.

Допустимость применения приближенных методов расчетов оправдывается также тем фактом, что параметры физико-механических свойств горных пород, которые входят во всякого рода расчеты, определяются с весьма большим приближением.

Следует также отметить, что задачей приближенных расчетов во многих случаях является не только количественное определение горного давления, но и выявление зависимости его величины от тех или других факторов.

На первой стадии изучения вопросов горного давления занимались исследованием областей, прилегающих непосредственно к горным выработкам или к земной поверхности, базируясь на физико-механических свойствах отдельных горных пород. Для объяснения проявления горного давления во всей толще пород от горизонта выработки до земной поверхности знание только этих свойств оказывается недостаточным.

В оценке состояния массива горных пород существовало в основном две точки зрения. Первая, более ранняя, предполагает, что наличие многих трещин, разбивающих породу на отдельные блоки и глыбы, позволяет рассматривать горный массив как несвязное, сыпучее тело, к которому приложимы законы механики грунтов. Сторонники другой точки зрения рассматривают горный массив как сплошную упругую среду, к которой вполне возможно применение законов теории упругости.

Некоторые исследователи при решении различных вопросов горного давления в настоящее время исходят из предположения о пластово-слоистом строении многих, главным образом угольных, месторождений полезных ископаемых, применяя для решения отдельных задач методы сопротивления материалов.

Авторы современных гипотез горного давления рассматривают горный массив как сплошную упруго-пластичную среду и применяют при расчетах методы теорий упругости и пластичности.

Несмотря на отсутствие единой общепризнанной теории горного давления, основные факторы, определяющие проявление

горного давления, можно считать установленными. К этим факторам относятся:

1. Напряженное состояние горного массива и физико-механические свойства горных пород;
2. Форма и размеры горной выработки и ее положение в пространстве;
3. Продолжительность обнажения пород (фактор времени);
4. Глубина, на которой пройдена выработка.

§ 39. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Физико-механические свойства горных пород являются одними из основных факторов, влияющих на характер процессов, происходящих в массиве пород после проведения выработок.

При установлении зависимости величины горного давления от физико-механических свойств различных пород последние обычно разделяют на твердые, пластичные, сыпучие и плывучие.

Твердые горные породы

Вследствие наличия мелких пор и трещин твердые горные породы не являются совершенно плотным телом, что обусловливает разницу между их объемным и удельным весами.

Отношение объема пор и трещин к полному объему породы носит название *пористости* и определяет механические свойства породы и способность ее поглощать воду.

Наличие трещин сильно понижает сопротивляемость пород механическим воздействиям.

Главнейшие физико-механические свойства твердых горных пород характеризуются наличием сил сцепления, скрепляющих частицы породы, и сил трения между частицами. Благодаря силам сцепления твердые породы в известных пределах могут работать на растяжение.

Как показывают многочисленные исследования, твердые породы являются телами упругими.

Пластичные горные породы

Пластичность — способность вещества принимать под действием приложенных сил любую форму, не подвергаясь при этом разрушению, и сохранять эту форму вплоть до нового приложения сил.

Все горные породы при известном давлении вышележащих пород могут переходить в пластическое состояние, но, как показывают исследования, это давление соответствует глубинам, превышающим практические пределы ведения горных работ.

Глины и некоторые глинистые породы приобретают свойства пластичности под влиянием воды.

Характерной особенностью глинистых пород является их способность разбухать и вдавливаться в выработку — вспучиваться («пучение»).

Присущие глинам особые свойства объясняются их строением. Как показали исследования, глины состоят из твердых частиц и воды, причем связность глин объясняется главным образом наличием капиллярного давления и сил поверхностного натяжения пленочной и капельной воды.

Между вертикальным и горизонтальным давлением в глинах при отсутствии возможности бокового расширения существует зависимость

$$P_{гор} = \xi P_{вер}, \tag{23}$$

где

$$\xi = \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \tag{24}$$

где φ — угол внутреннего трения глин.

Проф. Н. М. Герсеванов предложил коэффициент ξ называть коэффициентом бокового давления. Для глин он колеблется в пределах 0,70—0,75.

Сыпучие горные породы

Сыпучими породами называют смесь однородных или неоднородных по величине и форме частиц, не связанных между собой; такие породы обычно делят по крупности частиц:

Галька крупная	>40 *мм*
« мелкая	40—20 »
Гравий крупный	20—10 »
« средний	10—4 »
« мелкий	4—2 »
Песок крупный	2—1 »
« средний	1—0,5 »
« мелкий	0,05—0,25 »
« пылеватый	0,25—0,1 »
Пыль	0,1—0,01 »
Ил	0,01—0,001 »
Глина	менее 0,001 »

Механический или *гранулометрический* состав характеризует количественное соотношение отдельных фракций (групп частиц по крупности) в породе.

С точки зрения проведения горных выработок, наиболее благоприятными породами данной группы являются плотные однородные песчаные породы.

Пески с большим содержанием пылеватых частиц, будучи насыщены водой, при нарушении гидростатического равновесия воды легко переходят в плывунное состояние.

Плывучие горные породы

К плывучим породам (плывунам) обычно относят все водоносные несвязные породы, которые при вскрытии их горной выработкой оплывают или «поддувают» забой.

При более же точном определении пород данной группы к плывунам следует относить мелкозернистые и тонкозернистые сильно заиленные пески, насыщенные водой, причем следует различать *псевдоплывуны и истинные плывуны.*

Псевдоплывуны обычно представляют собой обыкновенные мелкозернистые, но чистые без ила и глины, пески, подвижность которых (оплывание) вызывается движением грунтовых вод.

Истинные плывуны состоят из мелкозернистых и тонкозернистых песков и неорганического или органического ила, являющегося постоянной и существенной их составной частью, с размерами частиц менее 0,01 *мм.*

По природе и режиму содержащейся воды различают истинные плывуны *безнапорные* и *напорные.*

Безнапорные плывуны представляют собой разжиженный песок, в достаточной мере содержащий ил и глину, не держащийся в откосах, но способный удерживать воду. Насыщенный водой до состояния кашеобразной массы такой плывун обладает свойствами жидкости большого удельного веса.

Напорные плывуны — такие же по составу пески, как и безнапорные, но подверженные действию воды, находящейся под напором.

§ 40. ВЛАГОЕМКОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Способность пород удерживать в себе вследствие пористости воду называют *влагоемкостью.*

В практике инженерно-геологических исследований и расчетов весьма существенное значение имеет водопроницаемость пород. Степень водопроницаемости отдельных пород характеризуется коэффициентом фильтрации K, физический смысл которого заключается в следующем.

Движение воды в породах может происходить только в том случае, если между пунктами ее движения существуют разные напоры ($H_1 > H_2$), причем скорость v движения воды будет тем больше, чем больше разность этих напоров и чем меньше расстояние L между пунктами движения. Породы оказывают сопротивление движению воды, которое пропорционально длине пути, зависит от гранулометрического состава их, величины пор и ряда других факторов.

Таким образом, скорость движения воды в несвязной породе можно определить по следующей формуле:

$$v = K\frac{H_1 - H_2}{L}. \tag{25}$$

Величина

$$\frac{H_1 - H_2}{L} = \frac{H}{L} = J \tag{26}$$

называется *гидравлическим уклоном* или *гидравлическим градиентом.*

При $J = 1$ $v = K$.

Иными словами, под коэффициентом фильтрации, характеризующим собой водопроницаемость породы, понимают скорость движения воды в данном грунте при градиенте, равном единице. Из этого вытекает, что коэффициент фильтрации не является отвлеченным числом, а имеет определенную размерность скорости (*м/сек*; *м/сутки* и т. п.).

Коэффициент фильтрации изменяется в очень широких пределах.

Способность поглощать и проводить воду у различных пород различна. Лишенные пустот кристаллические изверженные породы, большинство метаморфических кристаллических сланцев и кристаллические осадочные породы (например, мрамор и кварцит) не поглощают и не проводят сколько-нибудь заметных количеств воды. Пластичная глина обладает значительным водопоглощением, но лишена водопроводящей способности. Обломочные породы с крупностью частиц больше 0,1—0,2 *мм* быстро поглощают и проводят большое количество воды.

Присутствие в горных породах воды может существенно менять их физико-механические свойства.

Действие воды на твердые породы особенно резко сказывается при выщелачивании некоторых составных частей, которое превращает породу в пористую и проницаемую для воды.

§ 41. ЗАВИСИМОСТЬ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПОРОД ОТ УСЛОВИЙ ИХ ЗАЛЕГАНИЯ

Физико-механические свойства горных пород не являются постоянными и зависят от условий залегания и геологической истории их существования.

Основными факторами, определяющими физико-механические свойства горных пород, являются:

1) глубина залегания;
2) тектоника района;
3) стратиграфия и геологический возраст данной породы;

4) выветривание;
5) присутствие воды и ее режим.

Глубина залегания, определяющая величину давления на данную породу в нетронутом массиве, в значительной мере обусловливает и физико-механические свойства последней при проведении горных выработок: переход в пластическое состояние глин и родственных им пород, более резкое проявление давления со стороны боков и подошвы выработки при породах твердых, увеличение плотности несвязных пород, вызывающее повышение коэффициента их внутреннего трения, увеличение напора в напорных плывунах.

В обычных условиях горные породы, находясь под давлением вышележащих толщ, испытывают, как правило, только напряжения сжатия. В результате же тектонических процессов возможно возникновение растягивающих напряжений, по величине превосходящих предел прочности породы и вызывающих деформации ее и образование трещин, приводящих к снижению прочности.

Тектонические трещины являются хорошими проводниками воды.

Вода, попадающая в плоскости сланцеватости, способствует скольжению пород, увеличивающему горное давление, особенно при расположении кливажа перпендикулярно напластованию пород.

Трещиноватость пород, образующаяся в результате тектонических процессов, также существенно влияет на увеличение горного давления. Соответствующее расположение и величина трещин могут вызывать не только увеличение вертикального и бокового давления, но и серьезные обвалы, особенно при водоносных породах, трещины в которых обычно заполнены глиной или илистой породой.

Метаморфизм пород, не сопровождающийся развитием трещиноватости, обычно вызывает увеличение их прочности.

Стратиграфическая характеристика района имеет значение с точки зрения оценки всего массива пород, залегающих выше и ниже проводимой выработки. Геологический возраст может существенно влиять на физико-механические свойства пород. Например, прочность юрских песчанистых сланцев Челябинского района значительно ниже прочности каменноугольных песчанистых сланцев Донбасса.

Выветриванию породы более подвержены вблизи от поверхности, где они могут подвергаться воздействию атмосферы и грунтовых вод при сезонных колебаниях уровня последних. Поэтому на выходах, особенно при малой мощности наносов, породы всегда менее прочны и менее устойчивы, чем на глубине.

§ 42. СЦЕПЛЕНИЕ И ТРЕНИЕ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

В твердых породах сцепление объясняется наличием молекулярных сил, а в пластичных — капиллярным давлением и силами поверхностного натяжения пленочной воды, которые прижимают твердые частицы друг к другу и обусловливают связность.

В сыпучих породах сцепление отсутствует.

Учитывая наличие внутреннего трения и сцепления между частицами, механическую характеристику твердых пород можно выразить формулой

$$t = c + fn, \qquad (27)$$

где t — касательное напряжение на площадке сдвига;

c — коэффициент сцепления;

f — коэффициент внутреннего трения; $f = \operatorname{tg}\varphi$, где φ — угол внутреннего трения;

n — нормальное напряжение на этой же площадке.

Если трение происходит между частицами одной и той же породы, то коэффициент трения называют *коэффициентом внутреннего трения.*

В породах, не обладающих сцеплением, вследствие наличия только сил трения отдельные частицы могут держаться в наклонном откосе лишь до определенного предела его наклона, называемого *углом естественного откоса.* При крутизне откоса больше угла естественного откоса происходит его выполаживание.

В сыпучих породах угол естественного откоса равен углу внутреннего трения φ; в связных породах сползанию противодействует, кроме сил трения, сцепление.

Чем больше значение коэффициента внутреннего трения f и сцепления c, тем устойчивее породы, тем меньше будет горное давление и тем больше можно принимать углы откосов. Вместе с тем следует отметить, что значения f и c не остаются постоянными. Величина сил трения между частицами пород обусловливается многими факторами: формой и величиной частиц, степенью насыщения водой, давлением, временем, в течение которого это давление действует, и пр.

Величина сил сцепления в сыпучих породах и глинах изменяется главным образом от изменения степени увлажненности породы, так как капиллярные силы и силы поверхностного натяжения капельной и пленочной воды для этих пород при насыщении водой уменьшаются и даже совсем исчезают.

М. М. Протодьяконов, учитывая наличие в твердых породах трещин, рассматривает их как тела до известной степени

не связанные и распространяет на них законы сыпучих тел. Вместе с тем характерный для последних коэффициент внутреннего трения $f = \operatorname{tg}\varphi$ он увеличивает за счет наличия сцепления между частицами, получая так называемый *кажущийся коэффициент трения* f', который М. М. Протодьяконов назвал *коэффициентом крепости пород.*

§ 43. ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ГОРИЗОНТАЛЬНУЮ ВЫРАБОТКУ

Как указывалось выше, после проведения горных выработок происходят деформации окружающих их пород. Если своевременно не установлена крепь, то возможно разрушение пород, которое сильнее всего обнаруживается в кровле выработки, где порода раздробляется на части и при отсутствии крепи обрушается в выработку.

По мере обрушения пород в кровле образуется свод, а бока при недостаточной их прочности скашиваются и выработка приобретает подковообразную форму. Такая форма сечения выработки после обрушения является естественной формой равновесия и в первую очередь зависит от физико-механических свойств пород. Наиболее правильная форма свода при обрушении получается при породах однородных, равномерно разбитых трещинами (рис. 111, *а*); трещиноватые глинистые сланцы обрушаются в виде ряда уступов (рис. 111, *б*); вязкие породы не обрушаются, а прогибаются внутрь выработки (рис. 111, *в*).

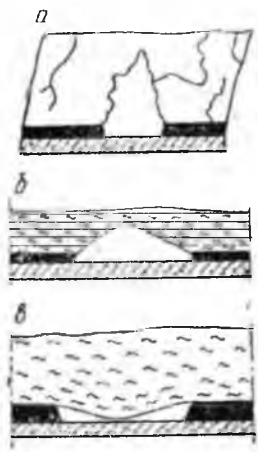


Рис. 111. Форма свода обрушения при разных породах:

а — при однородных, равномерно разбитых трещинами породах; *б* — при трещиноватых глинистых сланцах; *в* — при вязких породах

Для предохранения горных выработок от разрушения служит горная крепь, прочные размеры которой должны соответствовать величине горного давления.

М. М. Протодьяконов предложил определять величину горного давления на горизонтальную выработку, исходя из теории свода естественного равновесия. По этой теории при проведении горизонтальной выработки существовавшие до того в породах напряжения перераспределяются, взаимно уравновешиваясь по некоторой сводчатой линии. Остаются неуравновешенными только напряжения части породы внутри этого свода, которая поэтому стремится упасть в выработку, производя своим весом давление на крепь.

Контур разгружающего свода в этом случае принимается по параболе, высота которой (высота свода) определяется по формуле

$$b = \frac{a}{f},\ м, \qquad (28)$$

где b — высота свода, $м$;
a — полупролет выработки, $м$;
f — коэффициент крепости пород по Протодьяконову.

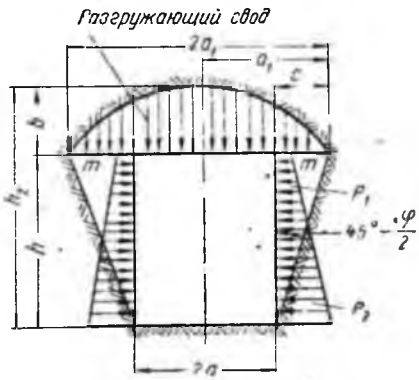


Рис. 112. Расчетная схема горного давления на горизонтальную выработку

Площадь параболического свода, определяющая объем давящей на крепь породы, может быть определена по формуле

$$S = \frac{4}{3} a_1 b,\ м^2, \qquad (29)$$

где a_1 — полупролет свода естественного равновесия.

Чтобы перейти к давлению породы на погонный метр длины выработки, надо эту площадь помножить на единицу и на объемный вес γ пород, т. е.

$$P = S \cdot 1 \cdot \gamma = \frac{4}{3} \gamma a_1 b = \frac{4}{3} \gamma \frac{a_1^2}{f}.$$

Таким образом, давление на погонный метр выработки равно

$$P = \frac{4}{3} \gamma \frac{a_1^2}{f},\ т/пог.\ м^*. \qquad (30)$$

Рассчитанная по формуле (30) величина горного давления соответствует действительному лишь при наличии сыпучих пород в кровле выработки. Во всех остальных случаях оно получается завышенным, поскольку массивные породы не подчиняются законам механики грунтов.

Исходя из гипотезы свода естественного равновесия, можно подойти к определению с известным приближением величины горного давления с боков выработки. Свод естественного равновесия, разгружая выработку со стороны кровли, своими пятами опирается на массив со стороны боков выработки, создавая так называемое *опорное горное давление*. При недостаточной прочности пород с боков выработки происходит сползание призм

* При крепких боковых породах (боковое давление отсутствует) $a_1 = a$.

породы (*m*, рис. 112), которые и оказывают давление на крепь.

При этом полупролет свода естественного равновесия a_1 (рис. 112) будет больше полупролета a выработки на величину c:

$$a_1 = a + c = a + h \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right) \qquad (31)$$

где φ — угол внутреннего трения.

Это значение a_1 и следует вставлять в формулу (28) при определении высоты свода естественного равновесия в случаях возможного нарушения пород боков выработки.

Боковое давление пород p_1 у кровли выработки (см. рис. 112), может быть определено по формуле, применяемой при расчете подпорных стенок

$$p_1 = h_1 \gamma \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \ т/пог.\ м, \qquad (32)$$

а у подошвы выработки по формуле

$$p_2 = h_2 \gamma \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \ т\ пог.\ м. \qquad (33)$$

С известным запасом прочности в качестве нагрузки на боковой элемент крепи можно принимать среднее арифметическое значение p, полученное по формулам (32) и (33).

Если породы в кровле выработки значительно отличаются от пород с ее боков, проф. П. М. Цимбаревич рекомендует применять приведенную к объемному весу боковой породы высоту свода естественного равновесия

$$h_0 = h_1 \frac{\gamma_1}{\gamma}, \ м, \qquad (34)$$

где γ_1 — объемный вес породы кровли, $т/м^3$;

γ — то же, пород боков, $т/м^3$;

h_1 — высота свода естественного равновесия, определенная по формуле (28).

В некоторых случаях горное давление пород проявляется также со стороны подошвы выработки. При этом породы выдавливаются внутрь выработки. Явление это носит название *пучения пород*. Пучение проявляется особенно сильно при залегании

в подошве выработок глин и некоторых глинистых сланцев; обычно интенсивность его увеличивается при наличии воды.

Пучение пород происходит в результате опорного давления или вследствие набухания их в присутствии влаги. Обычно оба фактора действуют совместно.

Для определения давления $p_п$ горных пород со стороны подошвы, возникающего в результате опорного давления, проф. П. М. Цимбаревич предложил формулу

$$p_п = D \operatorname{tg}\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \ т/пог.\ м, \tag{35}$$

где

$$D = \frac{\gamma}{2}(x^2 + 2xh_2)\operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right) - \frac{1}{2}\gamma x \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \tag{36}$$

где γ — объемный вес породы;

h_2 — см. рис. 112;

x — глубина, на которую распространяется движение частиц породы подошвы выработки, которая определяется из выражения

$$x = \frac{h_2 \operatorname{tg}^4\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right)}{1 - \operatorname{tg}^4\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right)}. \tag{37}$$

После проведения горных выработок давление пород проявляется не сразу, оно возрастает постепенно и достигает некоторого максимума. Это проявление горного давления носит название *первичного давления*. Затем породы постепенно приходят в состояние нового равновесия, горное давление уменьшается и становится постоянным. Оно носит название *установившегося вторичного давления*.

При проведении выработок на большой глубине характер горного давления изменяется. При крепких, но хрупких породах (например, крепкий уголь) наблюдается «стреляние» пород, проявляющееся в отскакивании от стенок выработки отдельных кусков, сопровождающееся сильным треском.

§ 44. ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ВЕРТИКАЛЬНУЮ ВЫРАБОТКУ

Интенсивность проявления давления горных пород на крепь вертикальных стволов зависит от ряда факторов, которые можно разделить на следующие группы:

1) гидрогеологические условия залегания пород: физико-механические свойства пород, условия их залегания, наличие и режим грунтовых вод;

2) форма, глубина и поперечные размеры сечения ствола;

3) правильность выбора способа проходки и тщательность его выполнения.

Точного теоретически обоснованного метода определения величины давления на крепь вертикальных стволов до настоящего времени не имеется.

М. М. Протодьяконов, считая все горные породы до известной степени несвязными, предложил определять величину давления на стенки ствола, исходя из теории давления грунта на подпорную стенку.

Как известно из строительной механики, давление на подпорную стенку определяется из выражения

$$P = \frac{\gamma h^2}{2} \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right), \tag{38}$$

где h — глубина засыпки;

γ — объемный вес материала засыпки;

φ — угол трения материала засыпки.

Из этого выражения может быть определено давление на подпорную стенку в любой точке на глубине h

$$p = \frac{dP}{dh} = \gamma h \operatorname{tg}^2\left(\frac{\pi}{2} - \frac{\varphi}{2}\right). \tag{39}$$

Формулу (39) М. М. Протодьяконов и предложил для определения давления на крепь вертикальных стволов.

В этих расчетах в качестве h принимается полная глубина ствола шахты. При пересечении стволом комплекса сравнительно однородных пород, мало отличающихся друг от друга физико-механическими свойствами, в качестве φ принимается его средневзвешенное значение. Например, если ствол пересек A метров пород с коэффициентом крепости f_1, B метров с коэффициентом крепости f_2 и C метров с коэффициентом крепости f_3, то среднезвешенный коэффициент крепости будет равен

$$f = \frac{f_1 A + f_2 B + f_3 C}{A + B + C} \tag{40}$$

а значение φ определится из выражения

$$f = \operatorname{tg} \varphi.$$

Подсчитанная по формуле М. М. Протодьяконова величина горного давления получается завышенной, поскольку твердые породы не подчиняются законам сыпучих тел.

В тех случаях, когда ствол шахты встречает породы, настолько резко отличающиеся по крепости от остальной толщи, что требуется увеличить толщину крепи и даже изменить вид ее, величину давления горных пород определяют отдельно для каждой породы.

Например, если на глубине H от поверхности залегает малоустойчивая порода мощностью m (рис. 113), угол внутреннего трения которой равен φ_1, а объемный вес γ_1, и эту породу покрывают более устойчивые породы с углом трения φ_2 и объемным весом γ_2, то в этом случае задача сводится к определению давления на крепь ствола со стороны малоустойчивой породы с углом трения φ_1, поверхность которой на квадратную единицу испытывает давление $\gamma_2 H$, т. е.

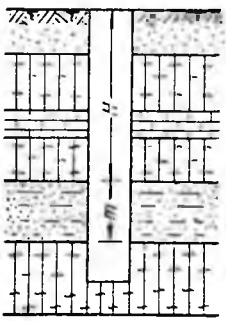


Рис. 113. Схема к расчету давления плывуна на крепь ствола: H – глубина залегания; m – мощность плывуна

$$p = (m\gamma_1 + H\gamma_2)\,\mathrm{tg}^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}\right). \qquad (41)$$

Давление на стенку ствола шахты в крепких, но трещиноватых обводненных породах определяется как гидростатическое давление

$$p = \frac{H}{10{,}33} \qquad (42)$$

где H — высота гидростатического уровня от подошвы водоносной породы.

Если в породах имеется артезианская вода, то давление на крепь равно гидродинамическому напору воды.

При пересечении стволом неустойчивых водоносных пород для определения давления на крепь вертикального ствола пользуются также гидростатическим законом, рассматривая плывун как тяжелую жидкость с объемным весом $\gamma = 1{,}3—1{,}7$.

§ 45. ДАВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА НАКЛОННУЮ ВЫРАБОТКУ

Способы определения давления горных пород на крепь наклонной выработки теоретически разработаны еще меньше, чем давления на крепь горизонтальных и вертикальных выработок.

В отношении проявления горного давления на крепь наклонные выработки занимают промежуточное положение между выработками горизонтальными и вертикальными.

В вертикальных выработках преимущественно проявляется горизонтальное давление, в горизонтальных — вертикальное. В наклонных же выработках сила вертикального давления пород раскладывается на две составляющие: нормальную к продольной оси выработки P и параллельную оси выработки (тангенциальную) — T (рис. 114).

Нормальная составляющая силы N непосредственно воздействует на крепь и определяет ее прочность; тангенциальная составляющая стремится сдвинуть крепь вниз по падению и опрокинуть ее.

Численные значения сил P и T могут быть определены при известном значении давления N и угла α наклона выработки по формулам:

$$P = N\cos\alpha; \qquad (43)$$

$$T = N\sin\alpha. \qquad (44)$$

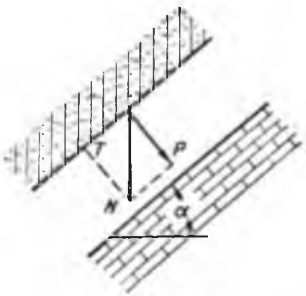


Рис. 114. Схема действия сил в кровле наклонной выработки

Из приведенных выражений вытекает, что с увеличением угла α силы, стремящиеся опрокинуть крепь, возрастают, тогда как при горизонтальных выработках, где действуют только нормальные силы, и при вертикальных, где действуют только горизонтальные силы давления, условия продольной устойчивости крепи значения не имеют.

Тангенциальная составляющая горного давления вызывает сдвижение пород кровли, частично воспринимаемое крепью, в которой возникают дополнительные напряжения. При малых углах наклона выработки эти дополнительные напряжения незначительны, а при углах свыше 45° могут приобретать большие значения.

Ввиду трудности точного учета влияния составляющей T М. М. Протодьяконов рекомендует определять расчетную величину давления на крепь для углов наклона выработки α от 60 до 90°, как для постоянного угла, равного 60°, а для углов α от 0 до 60° — по фактическому углу наклона.

П. М. Цимбаревич предлагает производить расчеты для углов $\alpha > 80°$, как для вертикального ствола.

Величина вертикального давления N определяется одним из способов, указанных применительно к горизонтальным выработкам.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое горное давление, и как оно проявляется?
2. Назовите основные физико-механические свойства пород твердых, пластичных, сыпучих и плывучих.
3. Как зависят физико-механические свойства пород от условий их залегания?
4. Что такое сцепление и трение в горных породах, и в чем они проявляются?
5. Как определяют горное давление на горизонтальную, вертикальную и наклонную выработки?

Задача № 1. Определите давление на 1 *м* штрека [формула (30)] при отсутствии бокового давления ($a_1 = a$), ширине штрека поверху 2,1 *м* (2,5; 3,0; 3,5 *м*) и залегании в кровле песчаника (песчанистого, глинистого сланца).

Задача № 2. При условиях задачи № 1 определите величину давления на верхняк и боковое давление при залегании с боков глинистых сланцев.

Задача № 3. При условиях задачи № 1 определите давление на наклонную выработку с углом наклона 10° (15, 20, 30, 45 и 60°).

Примечание. При решении задач значения f и φ примите по табл. 1.

Глава V

МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ГОРНОЙ КРЕПИ

§ 46. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Для горной крепи обычно применяют те же материалы, что и для строительства различных сооружений на поверхности. Однако специфические условия горных выработок (различный характер проявления горного давления, которое изменяется во времени, воздействие на материалы подземных вод, влияние рудничной атмосферы и пр.) предъявляют к крепежным материалам и к способам их использования особые требования. Учитывая специфику подземных условий не только с точки зрения влияния их на работу крепежных материалов, но также и с точки зрения условий возведения самой крепи, обычно приходится принимать при различных расчетах более высокие запасы прочности по сравнению с работами на поверхности.

При рассмотрении различных вопросов горного крепления различают материалы основные, вяжущие и вспомогательные.

Основными называют материалы, употребляемые для изготовления несущей конструкции крепи: дерево, естественные камни, искусственные камни, бетон, железобетон, металл. Вяжущими называют материалы в виде растворов, служащие для соединения элементов из каменных материалов.

Вспомогательными материалами являются различные изделия из сортовой стали (скобы, крюки, болты и т. п.), изоляционные материалы, некоторые химические реагенты (хлористый кальций, жидкое стекло) и пр.

В настоящей главе рассматриваются лишь первые два вида материалов.

§ 47. ЛЕСНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

В качестве крепежного материала применяют как хвойные, так и лиственные породы леса. Наиболее распространенными из хвойных является сосна, а из лиственных — дуб. Из других хвой-

ных пород для горной крепи применяют также ель, пихту, лиственницу и иногда кедр, а из лиственных, кроме дуба, — клен, ясень, граб и бук. Применяющиеся для горной крепи лесные материалы должны обладать высокими механическими свойствами (прочностью) и быть стойкими в отношении гниения и физико-химических влияний окружающих пород и рудничной атмосферы. Этим требованиям обычно удовлетворяет лес определенного возраста, сухой, прямой и не гнилой, при отсутствии механических повреждений и пороков.

Допускаемые напряжения в деревянных конструкциях горной крепи по предложению П. М. Цимбаревича разграничиваются в зависимости от атмосферных условий, в которых она будет находиться (табл. 8).

Таблица 8

Допускаемые напряжения в деревянных конструкциях горной крепи из полусухого здорового леса

Род напряжения	Допустимые напряжения, *кг/см²*							
	капитальные выработки, по которым поступает свежий воздух		подготовительные выработки в средних условиях		вентиляционные выработки		очистные выработки	
	дуб	сосна	дуб	сосна	дуб	сосна	дуб	сосна
Сжатие осевое . .	110	90	100	80	80	60	100	80
Поперечный изгиб	115	100	105	90	85	70	105	90

Необходимо помнить, что сухой лес прочнее сырого. Поэтому в шахту лесные материалы должны опускаться просушенными и с удаленной корой, так как в противном случае они быстрее подвергаются гниению.

Наиболее распространенным материалом для деревянной крепи является сосна, но она менее прочна, чем дуб, и скорее загнивает. Поэтому сосну применяют для крепления менее ответственных выработок, служащих непродолжительный срок, а также в качестве временной крепи. Дуб дороже сосны, и поэтому его применяют для постоянной крепи в более ответственных выработках, служащих продолжительное время.

Всякий лесной материал в чистом сухом воздухе сохраняется гораздо дольше, чем в загрязненном и сыром. Поэтому деревянная крепь в выработках, по которым движется отработанная струя рудничного воздуха, всегда служит более короткий срок по сравнению с такой же крепью в выработках, по которым дви-

жется свежая струя. В среднем можно считать, что сосна в плохих условиях служит 1 год, в средних — 2 года и в хороших — 5 лет. В аналогичных условиях дуб служит в два раза дольше. При креплении вертикальных стволов, по которым поступает свежий воздух и для которых обычно берется крупный отборный лес, дубовая крепь может стоять 25 лет и больше, а сосновая — лет 15.

Основной причиной сокращения срока службы деревянной крепи в шахтах является ее гниение. Продление срока службы деревянной крепи может быть достигнуто тремя путями:

1) улучшением состояния рудничной атмосферы путем обеспечения деятельного проветривания соответствующих выработок и ограждением крепи от шахтных вод;

2) применением для крепи здорового, сухого, очищенного от коры леса;

3) введением в древесину веществ, благодаря которым она становится недоступной для деятельности паразитов.

Вещества, которые способны предупредить и приостановить развитие микроорганизмов, вызывающих гниение древесины, носят общее название *антисептиков.*

В практике горного дела в качестве антисептиков преимущественно применяют хлористый цинк и фтористый натрий.

Хлористый цинк $ZnCl_2$ применяют в виде водного раствора с концентрацией 2—5%; он легко проникает в древесину, но сравнительно легко вымывается водой и оказывает корродирующее действие на металл.

Фтористый натрий NaF применяют в виде водного раствора с концентрацией 2—4%. Его антисептические свойства выше, чем хлористого цинка.

Существует и ряд других антисептиков.

Консервирование крепежного леса осуществляют по способу горяче-холодной ванны или пропиткой с применением давления.

При способе горяче-холодной ванны лес при пропитывании выдерживают в течение 3—5 час. (в зависимости от породы, толщины и т. п.) в антисептиках с температурой 90—95°, а затем в течение 3—4 час. при температуре 40—45°. В первый период (температура 90—95°) древесина прогревается, и воздух, находящийся в ее порах, расширяется и частично выходит наружу; во второй период (температура 40—45°) происходит остывание древесины и заключенного в ее порах воздуха, который, уменьшаясь при этом в объеме, создает вакуум; за счет последнего происходит засасывание антисептика в древесину.

Пропитка древесины антисептиком с применением давления вследствие относительной сложности оборудования пока в горном деле распространения не получила.

Срок службы древесины, пропитанной антисептиком, увеличивается в 2—3 раза.

Для ряда выработок (склады, машинные камеры и т. п.) требуется применение огнебезопасной крепи. Средств, делающих деревянную крепь абсолютно огнебезопасной, не существует. Хорошим средством защиты ее от огня является штукатурка, которая при отсутствии значительного горного давления сохраняется не растрескиваясь.

Для горной крепи применяют лес круглый и распиленный вдоль оси. К круглому лесу относятся: *стойки* длиной от 0,5 до 5 *м* и диаметром соответственно от 7 до 25 *см*; *бревна* — отрезки ствола дерева длиной 4—7 *м* и более при диаметре 16 *см* и более; *подтоварники* — круглый лес длиной 3—9 *м* и толщиной в верхнем отрубе 8—15 *см* и *жерди* — той же длины, что подтоварник, и толщиной 3—4 *см*; к пиленому: *пластины* — бревна, распиленные по оси ствола; *брусья* — бревна, опиленные с четырех сторон, при отношении ширины к толщине меньше трех; *доски* и *обаполы* (*горбыли*). Обаполы бывают длиной 0,9—1,0—1,1 *м* при толщине от 15 до 30 *мм* (через 5 *мм*) и 2,0—2,2—2,7 *м* при толщине от 20 до 30 *мм*. Короткие обаполы, длиной 1 *м*, обычно носят название *затяжек*.

§ 48. ВЯЖУЩИЕ ВЕЩЕСТВА

Вяжущими веществами принято называть такие вещества, которые под влиянием известных физико-химических процессов способны затвердевать, переходя из жидкого или тестообразного состояния в твердое. Этим свойством вяжущего вещества пользуются для скрепления отдельных кусков или частиц смешанных с ним материалов при изготовлении искусственных каменных материалов или для скрепления отдельных камней и готовых деталей при возведении монолитных сооружений, в частности при возведении каменной крепи горных выработок.

Вяжущее вещество, затвердевшее в начальной стадии на воздухе и способное твердеть далее и сохранять прочность только на воздухе, называют *воздушным вяжущим*. Вещество же, способное твердеть и длительно сохранять прочность как на воздухе, так и под водой, называют *гидравлическим* вяжущим.

В подземных выработках можно применять только гидравлические вяжущие вещества и из них главных образом *цемент*.

Силикатным цементом (портланд-цементом) называется гидравлическое вяжущее вещество — продукт тонкого помола клинкера, получаемого равномерным обжигом до спекания тщательно дозированных искусственных смесей материалов, содержащих углекислую известь и глину, или естественных материа-

лов (известковых мергелей) надлежащего состава. При получении клинкера искусственных смесей глина полностью или частично может быть заменена другими материалами соответствующего состава (доменный шлак, трепел, диатомит и т. п.).

Основным свойством цемента является *твердение,* т. е. превращение пластичного *цементного теста,* представляющего собой цемент с водой, в твердое тело — *цементный камень.* Твердению предшествует процесс *схватывания*, характеризующийся постепенной потерей цементным тестом пластичности. Схватывание и твердение цементного теста — сложный физико-химический процесс, сопровождающийся выделением тепла.

Силикатный цемент делится на пять марок: 200, 300, 400, 500 и 600, каждая из которых соответствует временному сопротивлению сжатию в *кг/см*^{2} через 28 дней после затворения образца, изготовленного из раствора цемента соответствующей марки с песком в весовом соотношении 1 : 3.

У выпускаемых заводами СССР цементов начало схватывания наступает не ранее 45 мин., а конец через 5—8 час., но не позднее 12 час.; такие сроки вполне обеспечивают время для транспортировки и укладки бетонной смеси.

Под действием шахтных вод некоторого состава может происходить коррозия цемента, понижающая его прочность или полностью разрушающая его. Наиболее радикальным средством защиты цементных растворов от воздействия вод является применение особых цементов: *глиноземистого*, *пуццоланового* силикатного цемента, *шлакосиликатного цемента* и др. Глиноземистый цемент, отличающийся большой прочностью, быстрым твердением при нормальном схватывании и стойкостью против минерализованных вод, применяется для самых ответственных сооружений.

Кроме перечисленных, в горном деле внедряется новый тип цементов, получивших название *расширяющихся,* дающих увеличение объема как при твердении в воде, так и на воздухе. Расширяющийся цемент отличается высокой плотностью и водонепроницаемостью и применяется для заделки швов сегментной крепи и других гидроизоляционных работ. Расширяющийся цемент схватывается весьма быстро. Замедлителями схватывания служат виннокаменная кислота, ее соли и др. При твердении расширяющийся цемент дает линейное расширение от 0,5 до 2%.

По прочности расширяющийся цемент выпускается трех марок 300, 400 и 500, а по скорости схватывания двух — РЦ и БРЦ. Начало схватывания цемента РЦ — не ранее 5 мин. и конец — не позднее 10 мин. Сроки схватывания БРЦ более коротки; его применяют при наличии притока воды.

С заводов цемент обычно поступает в бумажных мешках весом 50—70 *кг* и сопровождается паспортом, в котором указываются марка цемента и результаты его испытаний.

Хранить цемент следует таким образом, чтобы предохранить его от сырости.

§ 49. РАСТВОРЫ

В горном деле растворы, состоящие из цемента, воды и мелкого заполнителя (чаще всего песка), применяют при возведении крепи из естественных и искусственных камней и для специальных целей при проведении горных выработок, о которых будет сказано ниже. В каменной кладке растворы должны связывать камни в одно целое и содействовать равномерной передаче усилий от верхних камней к нижним. Растворы можно применять также для оштукатуривания стенок и кровли выработок при деревянной крепи в целях придания ей огнестойкости.

Прочность раствора зависит от марки применяющегося цемента и отношения веса его к весу песка, расходуемого на единицу объема раствора, и *цементноводного отношения* $\left(\frac{Ц}{В}\right)$.

Состав раствора определяется его назначением: чем большая крепость и водонепроницаемость требуются от раствора, тем он должен быть жирнее, т. е. содержать больше цемента.

§ 50. БЕТОН

Бетоном обычно называют искусственный строительный материал, получаемый в результате затвердевания смеси из вяжущего вещества (цемента), воды и заполнителей (песка, щебня). Эта смесь до затвердевания называется *бетонной смесью.*

Для целей крепления горных выработок обычно применяют бетон, в котором вяжущим является силикатный цемент.

Цемент и вода являются *активными составляющими бетона,* так как за счет химических реакций между ними происходит образование искусственного *цементного камня,* затвердение и сцепление его с заполнителем.

Заполнители носят название *инертных материалов,* так как между ними и цементным камнем имеется только механическое сцепление.

Для крепления горных выработок применяют тяжелый (объемный вес более 1700 *кг*) плотный бетон, обеспечивающий достаточную прочность и водонепроницаемость.

По расходу цемента бетоны бывают *жирные* — с расходом цемента больше 250 *кг* на 1 $м^3$ бетона, средние — 250—200 *кг* цемента на 1 $м^3$ бетона и тощие — с расходом цемента меньше 200 *кг* на 1 $м^3$ бетона.

По количеству употребляемой воды различают:

1) *жесткий бетон,* содержащий воды 6—6,5% по весу, который при укладке можно сильно трамбовать до выступления на поверхности черных пятен;

2) *пластичный бетон,* содержащий воды 6,5—8% и допускающий только сравнительно слабое трамбование (до появления «цементного молока»);

3) *литой бетон,* содержащий 8—12% воды; литой бетон не трамбуется и настолько жидок, что стекает по уклону 1 : 3.

Для приготовления бетона можно применять любую природную воду при условии, чтобы в ней отсутствовала свободная углекислота и чтобы содержание сульфатов не превышало в расчете на SO_3 1500 *мг/л*.[1] Сточные воды, содержащие жиры, кислоты, растительные масла и т. п., непригодны для затворения бетона.

Инертные материалы являются заполнителями и делятся на мелкие — песок и крупные — гравий и щебень.

Лучшим для изготовления бетона песком является чистый кварцевый песок с крупностью зерен 0,15—5 *мм*.

Прочность зерен гравия и щебня должна быть выше заданной прочности бетона.

Щебнем называют материал, полученный дроблением при помощи камнедробилок до крупности частиц от 5 до 80 *мм*.

Необходимая прочность бетона — марка бетона устанавливается в зависимости от назначения сооружений. Определяется она пределом прочности на сжатие бетонного кубика размером 20×20×20 *см*, испытанного в возрасте 28 дней после хранения в нормальных условиях.

Марка бетона обозначается буковой R_n, где индекс n обозначает срок твердения бетона, например R_{28} соответствует твердению бетона в течение 28 дней. Для крепления горных выработок обычно применяют жесткий бетон марок 110, 200, 300 и 400.

Прочность бетона $R_б$ в определенный срок при твердении в нормальных условиях зависит от прочности цемента $R_ц$ и *водоцементного отношения* $\frac{В}{Ц}$, которым называют отношение веса воды к весу цемента в свежеизготовленной бетонной смеси. Иными словами,

$$R_б = f\left(R_ц;\ \frac{В}{Ц}\right). \qquad (45)$$

Прочность бетона понижается при увеличении $\frac{В}{Ц}$.

[1] Существует и ряд других требований. См. курсы по строительным материалам.

Зависимость прочности бетона от водоцементного отношения была выражена проф. Н. М. Беляевым эмпирической формулой, которая при замене водоцементного отношения $\frac{В}{Ц}$ обратной величиной, т. е. $\frac{Ц}{В}$ (цементноводным отношением), в более простой форме для бетона с гравием может быть представлена в следующем виде:

$$R_{28} = 0{,}5R_{ц}\left(\frac{Ц}{В} - 0{,}5\right), \qquad (46)$$

где $R_{ц}$ — прочность цемента на сжатие к 28-дневному возрасту;

0,5 — эмпирический коэффициент; при бетоне со щебнем вместо коэффициента 0,5 принимают 0,55.

Твердение бетона происходит постепенно: первые 7—10 дней быстро, а затем замедляется; при нормальных условиях прочность его непрерывно повышается. Нормальными условиями твердения бетона считается температура 15—20° и относительная влажность воздуха 90—100%. Бетон, твердеющий все время в воде, имеет большую прочность по сравнению с бетоном, твердеющим на воздухе.

Твердение бетона при температуре ниже +15° замедляется, а при температуре ниже —2° прекращается. Ускорение твердения бетона может быть достигнуто путем повышения температуры и обеспечения влажности или путем добавления к бетонной смеси химического ускорителя — хлористого кальция.

Состав бетона выражают в виде весового соотношения между количеством цемента, песка и гравия (или щебня) с обязательным указанием водоцементного отношения, причем количество цемента принимается за единицу.

В общем виде состав бетона выражается формулой $1 : x : y$ при определенном $\frac{В}{Ц}$, а в частном, например 1 : 3 : 4, при $\frac{В}{Ц} = 0{,}6$.

Для приготовления бетона удобнее обозначать его состав в виде весового расхода отдельных материалов на 1 $м^3$ готового бетона; например, для того же состава бетона:

цемента	280 *кг*
песка	800 „
щебня	1150 „
воды	170 „
Всего	2400 *кг*

Перемешивание бетонной смеси производится в специальных машинах — *бетономешалках*. В практике горного дела обычно

применяют бетономешалки малой (100—250 *л*) и средней (375—500 *л*) емкости.

Следует иметь в виду, что загружаемые в бетономешалку материалы до перемешивания занимают объем, почти равный сумме объемов отдельных компонентов. При перемешивании происходит заполнение пустот, и объем $V_б$ готовой бетонной смеси оказывается меньше суммы объемов загружаемых материалов, т. е. при бетоне состава $1 : x : y$

$$V_б < 1 + x + y. \tag{47}$$

Эту зависимость можно представить в виде равенства

$$V_б = \beta(1 + x + y), \tag{48}$$

где β — *коэффициент выхода бетона*, обычно равный 0,55 — 0,7.

Укладка бетона может быть ручная, путем штыкования стержнями или трамбования деревянными, чугунными или пневматическими трамбовками, и механизированная — при помощи вибраторов различных систем. Путем применения вибраторов бетонной смеси сообщают сотрясения, которые приводят ее в подвижное состояние; между ее составными частями уменьшается трение, и она укладывается наиболее плотно. Применение вибраторов повышает прочность бетона в 2—2,5 раза, увеличивает плотность его на 5—10%, что повышает водонепроницаемость, понижает расход цемента, дает бетон без раковин и увеличивает производительность труда до 5 раз.

Под влиянием шахтной воды может происходить коррозия бетона.

Для защиты бетона в условиях подземных выработок необходимо ограждать крепь от вод и применять плотные бетоны и специальные цементы.

Из специальных бетонов в горном деле применяют *сталебетон* и *пробужденный бетон*. Сталебетон обладает малой истираемостью и состоит из цемента марок 300—600, крупного кварцевого песка и смеси крупных и мелких стальных опилок размером от 1 до 55 *мм*, очищенных от масла путем обжига. Состав сталебетона по весу Ц : П : О = 1 : 0,3 : 1 — 1,5 при содержании воды 10—12% (Ц — цемент, П — песок и О — опилки).

Сталебетон применяют для верхнего слоя стен бункеров.

«Пробуждением» называется кратковременная обработка на бегунах различных шлаков, горелых пород, зол, старых бетонов и пр. при наличии небольшого количества воды и добавок — активизаторов, во время которой гидравлическая активность,

присущая обрабатываемым материалам, повышается. Получаемая на бегунах смесь, способная к дальнейшему энергичному твердению, называется *пробужденным бетоном.*

§ 51. ТОРКРЕТ-БЕТОН

Торкретированием называют нанесение на твердые поверхности бетона с тонкозернистым заполнителем или цементного раствора при помощи специальных машин — *цемент-пушек.*[1]

Выбрасывание сжатым воздухом бетонной смеси (или цементного раствора) из цемент-пушки происходит со скоростью 100 *м/сек,* вследствие чего смесь сильно уплотняется.

Торкрет-бетон обладает водонепроницаемостью и прочно сцепляется с породой, деревом, бетоном, кирпичом и сталью. Вместе с тем торкрет-бетон морозостоек и более стоек против коррозии, чем обычные бетоны и цементные растворы.

В горном деле торкрет-бетон находит применение:

1) для предохранения стен и кровли незакрепленных выработок от выветривания;
2) для предохранения деревянной крепи от гниения;
3) для придания деревянной крепи огнестойкости;
4) для замены временной крепи (при проходке стволов);
5) для придания воздухонепроницаемости перемычкам;
6) при возведении тонких железобетонных стенок;
7) для ремонта каменной, кирпичной и бетонной крепи.

§ 52. ЕСТЕСТВЕННЫЕ КАМНИ

Естественные камни, идущие для горной крепи, получают из горных пород, добываемых в процессе проведения горных выработок или в специальных карьерах.

В качестве крепежного материала естественные камни можно применять необработанными, в виде кусков неправильной формы (так называемый бутовый камень), или в виде обтесанных камней более или менее правильной формы.

Прочное сопротивление бутовой кладки на растворе цемента для условий работы крепи подземных выработок можно принимать равным 10 *кг/см*^{2}.

Средний расход раствора при кладке из естественного камня составляет 15—20% от объема кладки.

---

[1] При торкретировании смесь цемента с заполнителями смачивается лишь при выходе из сопла. Новые машины позволяют подавать готовую бетонную смесь с крупным заполнителем до 25 *мм.* Этот способ получил название *шприц-бетона и набрызг-бетона.*

§ 53. КИРПИЧ

Для целей крепления горных выработок применяют обыкновенный строительный кирпич, изготовляемый путем формования и обжига глины.

Свойства кирпича должны отвечать техническим условиям, гарантирующим высокое качество материала, которые регламентированы в общесоюзном стандарте ГОСТ 1558—41. По этому ГОСТ размеры строительного кирпича устанавливаются равными 250×120×65 *мм*.

В зависимости от прочности кирпич делится на сорта и марки, соответствующие определенным величинам пределов прочности на сжатие и изгиб в *кг/см*^{2}.

Кирпич должен быть нормально и однородно *обожжен*. Пережженный *кирпич* называется *железняком* и характеризуется большей плотностью и прочностью и более темным цветом. *Алый кирпич* (недожог) отличается большей пористостью, меньшей прочностью и более светлым цветом.

Объемный вес кирпича зависит от сорта глины, степени уплотнения и температуры обжига и при машинном изготовлении равен 1800—2000 *кг/м*^{3}.

Морозостойкость кирпича испытывается путем 15-кратного замораживания при температуре —17° и оттаивания, в результате которых не должно обнаруживаться видимых признаков его разрушения.

Вес 1 *м*^{3} кирпичной кладки в среднем составляет 1800 *кг*. На 1 *м*^{3} кирпичной кладки идет 400 кирпичей и при нормальной толщине швов 10 *мм* расходуется 0,28 *м*^{3} раствора.

§ 54. БЕТОННЫЕ КАМНИ

Бетонными камнями (бетонитами) называют искусственные камни различной величины и веса, изготовленные из пластичного или литого бетона. Обыкновенно бетонные камни изготовляют из силикатного цемента, но в зависимости от местных условий, в частности при обводненности выработок, их можно изготовлять из шлако-цемента, пуццолановых силикатных цементов и др. В последнее время бетонные камни изготовляют также из пробужденного бетона.

Для вертикальных стен применяют бетонные камни прямоугольной формы, а для сводов и крепи круглых стволов — клиновидной. Более сложные формы большого распространения не получили.

Вес бетонных камней бывает различен и зависит от способа их укладки: при ручной укладке он бывает от 30 до 35 *кг*, при машинной — 300—400 *кг* и выше (бетонные блоки).

Процесс изготовления бетонных камней слагается из заготовки бетонной смеси, формования и твердения. Для ускорения твердения применяют пропаривание отформованных бетонных камней в специальных камерах при температуре 90—100° и атмосферном давлении. В этом случае бетонные камни через 6 час. после пропаривания обладают прочностью камней 28-дневного хранения.

§ 55. ЖЕЛЕЗОБЕТОН

Железобетоном называют сочетание бетона и стальной арматуры для совместной работы в конструкциях как одно монолитное целое. Совместная работа стали и бетона достигается за счет сил сцепления между ними, придания арматуре периодического профиля и другими конструктивными мероприятиями.

В качестве арматуры железобетона чаще всего принимают круглую сталь. Диаметр ее и расположение в конструкции определяют расчетом.

Преимуществом железобетона по сравнению с другими видами каменной крепи, в том числе и бетона, является то, что он работает не только на сжатие, но и на растяжение.

Для целей крепления горных выработок железобетон можно применять в виде сплошной монолитной крепи, как и бетон, и в виде сборных железобетонных конструкций.

Для крепления горных выработок типовых сечений в настоящее время применяют только сборные железобетонные конструкции. Сборные железобетонные элементы крепи изготовляют на заводах или на специально оборудованных полигонах при отдельных строительствах, что обеспечивает применение индустриальных методов их изготовления и приводит к повышению производительности труда и снижению стоимости крепи.

Применение крепи из сборного железобетона взамен многолитного резко снижает трудоемкость и расход материалов, повышая одновременно темпы проведения горных выработок, так как возведение крепи сводится только к сборке элементов, изготовленных индустриальными методами.

Последнее время получает большое распространение сборная крепь из предварительно напряженного железобетона, т. е. такого, у которого искусственно созданы усилия растяжения, что позволяет крепи после установки в выработке воспринимать нагрузки без образования трещин.

§ 56. МЕТАЛЛ

В качестве материала для металлической крепи горных выработок применяют главным образом прокатную углеродистую сталь, обычно мартеновскую сталь марки Ст. 3.

Фосфор и сера являются вредными примесями. Фосфор вызывает *хладноломкость,* т. е. хрупкость при низких температурах, повышающуюся с увеличением углерода, а сера — *красноломкость,* т. е. склонность к образованию трещин при горячей механической обработке.

Для крепления горных выработок применяют: сталь прокатную угловую, балки двутавровые, швеллеры, сталь полосовую, квадратную и круглую, сталь толстолистовую, тонколистовую, листовую кровельную и листовую волнистую, сваи шпунтовые — плоские, корытные и зетовые, рельсы. В настоящее время широко применяют сталь специального желобчатого профиля.

Недостатком прокатной стали как материала для изготовления крепи горных выработок является ее подверженность коррозии, т. е. разрушению, распространяющемуся с поверхности и вызываемому химическими и электрохимическими процессами, возникающими при взаимодействии между металлом и окружающей средой.

В настоящее время известно много способов защиты металлов от коррозии. Наиболее эффективным, но и самым дорогим из них, является *легирование,* т. е. введение в металл элементов, повышающих сопротивление металла коррозии.

Наиболее же простым и дешевым антикоррозийным средством является *лакокрасочное покрытие.*

Литую сталь применяют главным образом для изготовления специальной сегментной крепи в вертикальных шахтных стволах круглого сечения и тоннелей метро, а также для изготовления башмаков, хомутов и пр.

В качестве вспомогательных материалов применяют различные металлические изделия в виде болтов, шайб, гаек, гвоздей, винтов для дерева, заклепок, проволоки для вязки арматуры в железобетонных конструкциях и строительные поковки — скобы, штыри, костыли, крючья и пр.

§ 57. НОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ГОРНОЙ КРЕПИ

После Великой Отечественной войны во всех горнорудных бассейнах и в отдельных научно-исследовательских институтах велись работы по изысканию новых материалов для горной крепи, которые бы заменили в первую очередь деревянную крепь и освободили железнодорожный транспорт от дальних перевозок.

В результате этих работ появилась металлическая крепь и крепь из бетонных блоков, которая позже была вытеснена сборной железобетонной.

В отдельных районах может быть применена крепь из местных материалов: пробужденный бетон из горелых пород, кера-

мические блоки, литые камни (блоки) из шлаков доменного или медеплавильного производства определенного состава. Последний вид крепи применяли, например, на шахтах Урала.

Металлическая и сборная железобетонная крепи, получившие в последнее время наибольшее распространение, при всех своих положительных качествах обладают крупным недостатком — значительным весом.

При изыскании легких прочных материалов для горной крепи бывш. Всесоюзный научно-исследовательский угольный институт (ВУГИ) остановился, как на наиболее эффективной, на пластмассе, армированной стекловолокном.

Пластмассами, как известно, называют обширную группу материалов, основу которых составляют природные или синтетические высокомолекулярные соединения, способные под влиянием нагревания и давления формоваться и затем устойчиво сохранять приданную им форму.

Пластмассы, армированные стекловолокном, широко внедряются в народном хозяйстве Советского Союза и в зарубежных странах.

Бывш. ВУГИ для изготовления различных видов горной крепи предложил применить стекловолокнистый материал, разработанный в Советском Союзе и получивший название СВАМ.

Как показали исследования, рамная крепь из СВАМ для подготовительных выработок весит в 7—8 раз меньше по сравнению с железобетонной крепью и в 3 раза меньше по сравнению с деревянной.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какие лесные материалы применяются для крепления горных выработок?
2. Что такое консервирование лесных материалов, как и зачем оно производится?
3. Что такое вяжущие материалы и растворы; какие существуют марки цемента?
4. Что такое бетон, какие марки его существуют, и как он приготовляется?
5. Что такое водоцементное отношение, и как оно влияет на прочность бетона?
6. Что такое торкрет-бетон и набрызг-бетон?
7. Какие естественные и искусственные камни применяются для крепления горных выработок?
8. В каком виде для крепления горных выработок применяют железобетон и металл?
9. Какие существуют новые материалы для горной крепи?

Глава VI

ПРОХОДКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ОБЫЧНЫМ СПОСОБОМ

§ 58. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Прежде чем приступить к непосредственной проходке стволов, необходимо провести подготовительные работы.

Основной проект строительства шахты должен содержать план отвода участков для промышленного и жилищного строительства, координаты, форму и размеры стволов, генеральный план расположения постоянных сооружений, сметы, титульные списки, спецификацию оборудования и проект организации работ.

На основании проектных материалов в соответствующих организациях оформляется отвод участков под строительство и финансирование последнего, а также размещаются заказы на оборудование.

В проекте проходки стволов должен быть разработан совмещенный генеральный план сооружений на поверхности, на котором показывается расположение постоянных и временных зданий и сооружений, причем последние должны располагаться таким образом, чтобы они в будущем не мешали возведению постоянных сооружений.

К числу геодезических работ, предшествующих началу строительства, относятся: 1) топографическая съемка с нанесением горизонталей в зависимости от рельефа местности через 250—500 *мм* в радиусе 150—250 *м* вокруг ствола и через 1 *м* в радиусе 250—500 *м;* 2) закрепление центра ствола шахты путем выноса постоянных маркшейдерских точек в такие места, в которых они не могут быть повреждены в процессе строительства и из которых всегда можно было бы восстановить центр ствола; 3) разбивка главных осей ствола и 4) установление и закрепление при помощи репера высотной отметки устья ствола, которая

обычно носит название *относительного* нуля и от которой в дальнейшем производятся при строительстве все высотные разбивки и планировка поверхности.

Целью гидрогеологических изысканий является уточнение характера пород, которые будет пересекать ствол, и главным образом установление водоносных горизонтов и возможных притоков в ствол при проходке, а также состава подземных вод.

Для этих целей на известном расстоянии от ствола, но не далее 50—60 *м*, пробуривают специальную гидрогеологическую скважину диаметром 50—75 *мм*. Закладка таких скважин внутри контура ствола не рекомендуется вследствие того, что в таких случаях при наличии напорных подземных вод возможно затопление забоя водой, поднимающейся по скважине.

Обследование грунтов, необходимое для установления их несущей способности, а также для установления режима грунтовых вод, осуществляется путем бурения неглубоких скважин и проходки шурфов.

Места заложения стволов выбирают в проекте разработки данного месторождения по совокупности ряда факторов, о которых будет сказано ниже, и их можно изменить лишь при наличии особо веских обстоятельств, которые почему-либо не были известны в период проектирования. Поэтому окончательно место заложения ствола устанавливает специальная комиссия, выезжающая на место, и оно фиксируется соответствующим актом.

Для успешного строительства к началу его должны быть хорошо налажены транспорт, энерго- и водоснабжение для технических целей (питание котлов, охлаждение компрессоров, приготовление растворов и бетона и пр.), коммунально-бытовых нужд (питьевая вода, бани, прачечные) и нужд пожарной охраны.

Главными потребителями электроэнергии являются подъемные машины, насосы, компрессоры и строительные механизмы.

Потребность в электроэнергии для целей проходки зависит от числа одновременно проходимых стволов, их сечения и глубины. При одновременной проходке двух стволов современными методами установочная мощность всех потребителей изменяется в пределах 1300—5000 *квт*. Однако ввиду того, что одновременно работают не все машины, потребляемая мощность снижается до 750—3000 *квт*.

При отсутствии вблизи строительства районных электростанций или электрокольца источниками энергии на период проходки

обычно являются электростанции локомобильного типа или, в последнее время, энергопоезда, т. е. специальные железнодорожные вагоны, в которых смонтирована электростанция соответствующей мощности.

§ 59. СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Способ проходки ствола обусловливается главным образом геологическими и гидрогеологическими условиями залегания горных пород. В зависимости от устойчивости пород и их водообильности различают *обычные* и *специальные* способы проходки.

Обычные способы применяют при проходке стволов по породам устойчивым и малообводненным, когда вода из забоя может быть удалена на поверхность при помощи подъемных сосудов или насосов, а стенки ствола остаются устойчивыми не только при постоянной крепи, но и при временной.

Специальные способы применяют при неустойчивых, рыхлых или плывучих породах или хотя и устойчивых, но сильно трещиноватых и водоносных породах (когда приток воды в забой достигает 20—30 $м^3/час$ и выше).

Работы по проходке стволов обычным способом могут быть разделены на три группы:

1) основные, в которые входят собственно проходка (выемка породы), крепление и армировка (оборудование) ствола;

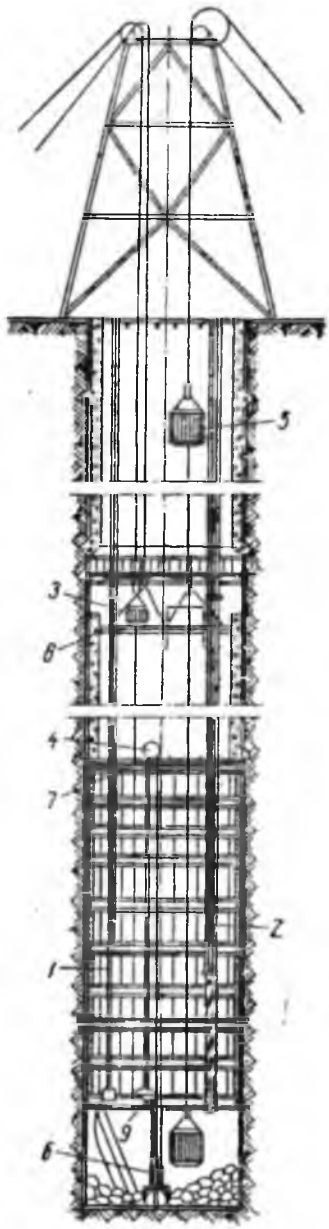


Рис. 115. Схема одновременной проходки и крепления вертикального ствола:

1 — трубы сжатого воздуха; *2* — вентиляционные трубы; *3* — бадья для спуска материалов; *4* — лебедка для грузчика БЧ-1; *5* — бадья для породы; *6* — грузчик БЧ-1; *7* — натяжная рама — предохранительный полок; *8* — рабочий подвесной полок; *9* — люстра

2) производственно-подсобные, включающие подъем, водоотлив, вентиляцию и освещение;

3) вспомогательно-обслуживающие: энергоснабжение, водоснабжение, транспорт, складское хозяйство, ремонтно-механические работы, коммунально-бытовое обслуживание.

В зависимости от времени выполнения работ по проходке и по креплению основные работы могут выполняться в двух вариантах:

1) последовательное (разновременное) прохождение и крепление ствола и

2) параллельное (одновременное) прохождение и крепление ствола (рис. 115).

В первом случае ствол проходят звеньями: глубиной от 15 до 80 *м* сверху вниз; крепь возводят снизу вверх, причем во время углубки ствола возведение постоянной крепи не производят. Величину отдельных звеньев выбирают в зависимости от крепости пород, притока воды и общей организации работ.

При втором способе на двух смежных звеньях ствола одновременно производят работы по креплению вышележащего звена снизу вверх и по углублению нижележащего сверху вниз. Для безопасности работ оба звена отделяют одно от другого специальным предохранительным полком.

§ 60. ВЫБОР ФОРМЫ И РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Как указывалось в § 5, основными формами поперечного сечения вертикальных стволов в настоящее время являются прямоугольная и круглая.

Выбор формы поперечного сечения ствола производится по техническим и экономическим факторам. В большинстве случаев технические факторы, основными из которых являются способы проходки и крепления стволов, являются решающими. Например, при проходке ствола в рыхлых водоносных породах способом бурения форма его поперечного сечения может быть только круглая.

Поперечное сечение ствола обусловливается его назначением, материалами, применяемыми для возведения крепи, сроком существования ствола. Например, с точки зрения использования поперечного сечения ствола при размещении подъемных сосудов наиболее рациональной формой будет прямоугольная; с точки же зрения сопротивления движению воздушной струи для проветривания более рациональным будет ствол круглого сечения с бетонными стенками.

Применение в качестве крепежного материала дерева предопределяет прямоугольную форму поперечного сечения ствола.

Большой срок службы шахты вызывает необходимость применения каменной крепи, что приводит к выбору круглой формы поперечного сечения ствола.

Определение наиболее выгодной формы поперечного сечения стволов с экономической точки зрения должно производиться с учетом не только первоначальных затрат на проходку, но и последующих эксплуатационных расходов за весь срок существования шахты.

По совокупности всех технических и экономических факторов в горной промышленности СССР принимают прямоугольную форму поперечного сечения с деревянной крепью при стволах неглубоких, проходимых в устойчивых породах и служащих непродолжительный срок. Стволы же глубокие, с большим сроком службы обычно проходят круглым сечением с бетонной или тюбинговой крепью.

Стволы круглого сечения проходят также и при малом сроке службы в случае наличия неустойчивых или сильно водоносных пород, требующих водонепроницаемой крепи.

После того, как выбрана форма поперечного сечения ствола, определяют его размеры: диаметр при круглом сечении и длины сторон — при прямоугольном.

Определение размеров поперечного сечения стволов производят графическим путем на основании:

1) внешних размеров в длину и ширину подъемных сосудов;

2) зазоров между подъемными сосудами и крепью ствола, которые принимаются не менее 150 *мм* при металлических проводниках и не менее 200 *мм* при деревянных;

3) зазоров не менее 200 *мм* между двумя движущимися сосудами при отсутствии расстрела между ними;

4) зазоров между подъемными сосудами и расстрелами: не несущими проводники — 100 *мм* и несущими проводники — 70 *мм;*

5) ширины расстрелов;

6) поперечного сечения (размеров в ширину и длину) лестничного отделения;

7) поперечного сечения отделения для трубопроводов и кабелей;

8) поперечного сечения углубочного отделения, если таковое имеется.

Основным элементом, определяющим размеры поперечного сечения стволов, являются размеры подъемных сосудов, которые зависят от емкости последних.

Одновременно поднимаемый груз определяется исходя из необходимой часовой производительности подъема и возможного числа подъемов в час.

Часовую производительность подъема в тоннах определяют из выражения

$$q_{\text{час}} = \frac{kA}{Nn}, \qquad (49)$$

где k — коэффициент неравномерности работы подъема;
A — годовая производительность шахты, m;
N — число рабочих дней в году;
n — число часов работы подъема в сутки.

Годовая производительность шахты A обычно задается или определяется в проекте. Поэтому при определении размеров поперечного сечения ствола она известна.

Число рабочих дней в году, в зависимости от принятой организации работ, принимают равным 300 или 350. Первая цифра соответствует организации работ по прерывной, а вторая — по непрерывной рабочей неделе.

Число часов работы подъема в сутки в случае использования его только для выдачи полезного ископаемого принимают равным 14 или 21 час. (соответственно при двухсменной или трехсменной работе). Если же подъем используется и для вспомогательных целей, то составляют точный баланс времени, необходимого для вспомогательных операций.

Возможное число подъемов в час определяют из выражения

$$n_{\text{час}} = 3600 : T, \qquad (50)$$

где 3600 — число секунд в часе;
T — полный период подъема в секундах, определяемый из выражения

$$T = t_1 + t_2, \qquad (51)$$

где t_1 — чистое время подъема;
t_2 — пауза между двумя подъемами.

Чистое время подъема может быть определено по эмпирической формуле

$$t_1 = 2{,}5\sqrt{H}, \qquad (52)$$

где H — высота подъема, которую с известным приближением можно принять равной глубине шахты.

Величина паузы t_2 зависит от типа подъемной установки и характера околоствольного двора.

При обыкновенных клетях и двустороннем околоствольном дворе t_2 = 12, 30 и 50 сек. соответственно при одно-, двух- и трехэтажных клетях. При двух вагонетках в каждом этаже клети t_2 = 15 сек. на этаж плюс 5 сек. на перестановку клети.

При одностороннем околоствольном дворе $t_2 = 30$ сек. на каждый этаж.

При опрокидных клетях $t_2 = 10$ сек.

При скипах емкостью до 6 m $t_2 = 8$ сек.; при емкости скипа больше 6 m $t_2 = 10$ сек.

При посадке в клеть людей обычно принимают следующие значения t_2: при 5 человеках — 15 сек., при 10 — 20 сек., при 15 — 25 сек. и при 20 — 30 сек. плюс 5 сек. на перестановку клети на каждом этаже.

Зная необходимую часовую производительность подъема и возможное число подъемов в час, можно определить одновременно поднимаемый груз

$$w = q_{\text{час}} : n_{\text{час}} = \frac{kA}{Nn} : \frac{3600}{T} = \frac{kAT}{3600Nn}, \ m, \qquad (53)$$

где w — одновременно поднимаемый груз, а значения остальных букв прежние.

Г. М. Еланчик для определения необходимой емкости скипов (одновременно поднимаемого груза) предлагает эмпирическую формулу

$$q_{\text{час}} = \frac{2{,}05\sqrt{H} + 17}{3600} \leqslant Q_{\text{гр}} \leqslant q_{\text{час}} \frac{4\sqrt{H} + 9}{3600}, \ m, \qquad (54)$$

где $q_{\text{час}}$ — часовая производительность подъема (49);

H — высота подъема, *м*;

$Q_{\text{гр}}$ — емкость скипа, *т*.

Зная количество груза, которое должно быть поднято за один подъем, можно выбрать тип и емкость подъемного сосуда, а следовательно, узнать и его габариты. В угольной промышленности СССР подъемные сосуды стандартизированы.

Расстрелы могут быть деревянными и металлическими. В качестве деревянных расстрелов применяют дубовые брусья сечением от 150×200 до 220×300 *мм*, а в качестве металлических — двутавровые балки от № 22 до № 36.

Проводники также могут быть деревянными и металлическими. Деревянными проводниками служат брусья длиной 6 *м* и сечением 140×160; 160×180 и 180×200 *мм*. В качестве металлических проводников применяют железнодорожные рельсы типа 11А. Длина рельсов 12,5 *м*. Ширину лестничных отделений обычно принимают равной 1,2 *м*.

В зарубежной практике, особенно в глубоких стволах (Южная Африка и др.), широко применяются канатные проводники, при которых отпадает необходимость в расстрелах для их укрепления. Натяжение их создается соответствующим закреплением канатов на копре и в зумпфе ствола.

При канатных проводниках сопротивление движению воздуха по стволу уменьшается.

Размеры поперечного сечения ствола, полученные графическим путем, проверяют на возможность пропуска воздуха в количестве, необходимом для проветривания подземных работ при скорости, допускаемой Правилами безопасности.

Скорость движения воздуха по стволу определяют по формуле

$$v = \frac{Q}{60S\mu}, \ м/сек, \qquad (55)$$

где v — скорость воздушной струи, *м/сек*;
Q — количество поступающего в шахту воздуха, *м³/мин*;
S — площадь сечения ствола, *м²*;
60 — число секунд в минуте;
μ — коэффициент, учитывающий уменьшение свободного сечения ствола вследствие наличия лестничных полков, расстрелов и т. п.; для стволов прямоугольного сечения $\mu = 0{,}6-0{,}7$; для круглого сечения $\mu = 0{,}8$.

Скорость движения воздуха в стволах не должна превышать следующих норм:

в стволах, по которым происходит спуск и подъем людей и грузов	8 *м/сек*
в стволах, служащих только для подъема и спуска груза	12 „
в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемом	15 „

В случае превышения этих норм необходимо соответственно увеличить сечение ствола.

Сечение ствола, как и всякой горной выработки, внутри крепи носит название *сечения в свету*. Для определения размеров сечения ствола *в проходке* необходимо знать толщину крепи.

Как указывалось выше, диаметры сечений круглых стволов в угольной промышленности СССР типизированы в пределах от 4 до 8 *м* с интервалами через 0,5 *м*.

Для Подмосковного угольного бассейна установлены три типа стволов прямоугольного сечения: 2950×2000; 4000×5000 и 4000×5300 *мм*.

§ 61. ПРОХОДКА УСТЬЯ СТВОЛА

Приступая непосредственно к проходке, на месте заложения ствола шахты устанавливают *раму-шаблон*, соответствующую принятому сечению, которая служит для контроля за сохранением размеров ствола при проходке устья.

Устье ствола обычно проходят по наносам, являющимся относительно малоустойчивыми породами; кроме того, на крепь ствола в верхней его части обычно опирается станок копра, поэтому верхнюю часть ствола закрепляют более прочно, чем остальную часть. При деревянной крепи устье крепят каменной крепью (рис. 116),[1] а при каменной — стенки ствола у устья делают более толстыми. Часть шахтного ствола у устья, закрепленную более прочной крепью, называют *шейкой ствола*. В шейке ствола, подающего свежий воздух, на некоторой глу-

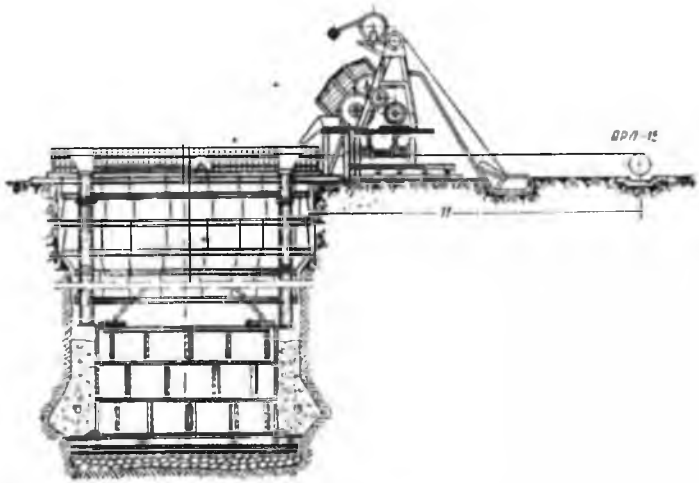


Рис. 116. Крепление устья шахтного ствола

бине от поверхности устраивают окно для канала, ведущего к *калориферной установке*, служащей для подогревания в зимний период воздуха, поступающего в шахту, и окно для канала к *запасному выходу*, а у вентиляционного ствола — *вентиляционных каналов*, ведущих к вентилятору.

Проходку устья ствола можно производить после установки проходческого копра и проходческой подъемной машины или до этого.

Для механизированной проходки устья применяют комплекс передвижного оборудования (КПШ, рис. 117).

Рыхлые породы вынимают непосредственно грейфером, более плотные — отбойными молотками и крепкие — при помощи взрывных работ.

---

[1] Крепление камнем устья стволов производится также по противопожарным соображениям.

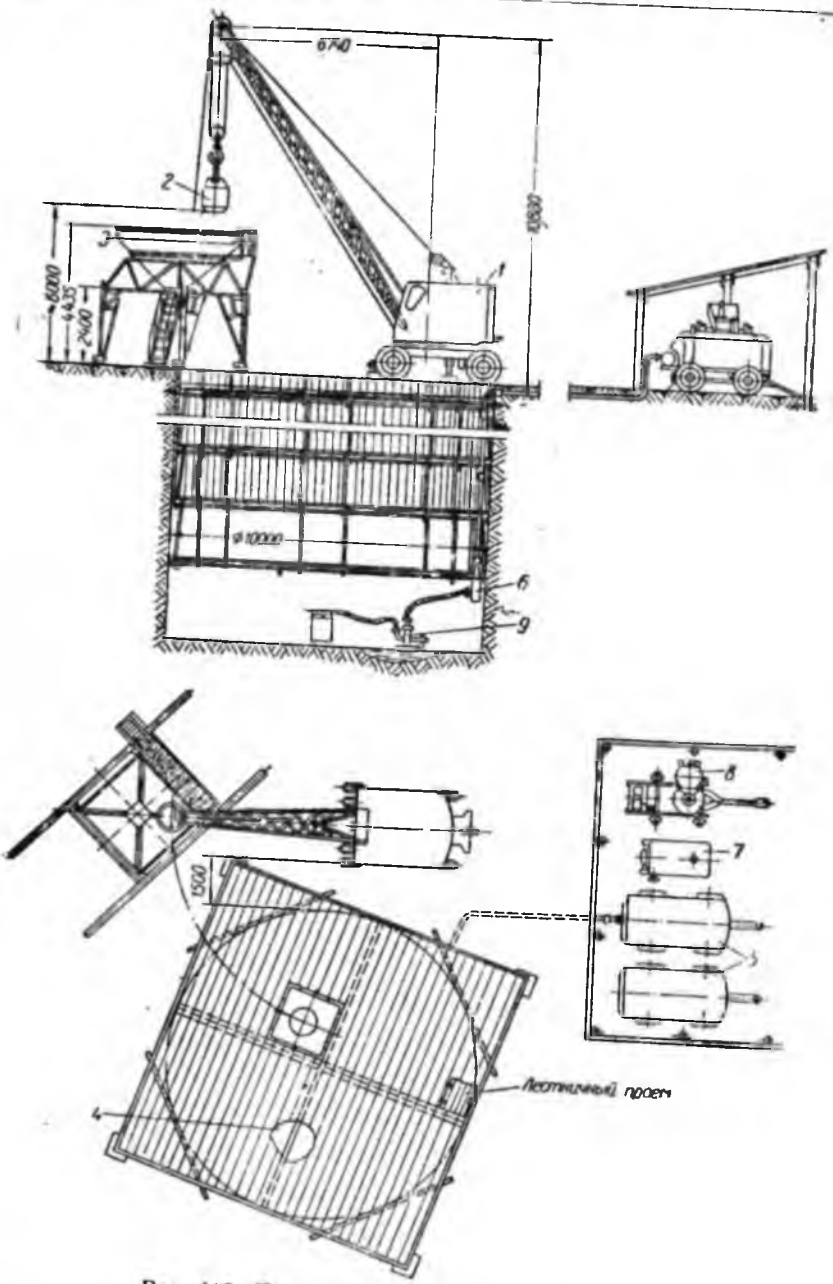


Рис. 117. Проходка устья ствола:

1 — кран-экскаватор Э-255; *2* — бадья; *3* — разгрузочный бункер для породы; *4* — рама-шаблон; *5* — передвижной компрессор; *6* — распределитель сжатого воздуха; *7* — передвижная электростанция; *8* — передвижная бетономешалка; *9* — насос ППН-1

Откачка воды при притоках до 10 *м*³/*час* и глубине до 20 *м* может осуществляться при помощи насоса НПП-1м непосредственно на земную поверхность.

Устье ствола крепят (см. рис. 116) временной и постоянной крепью так же, как и основную часть ствола (см. ниже). Первое *кольцо временной крепи* подвешивают к раме-шаблону.

В местах выхода каналов (калориферных, вентиляционных и др.) при возведении постоянной крепи оставляют окна.

Расположение шпуров в забое ствола при взрывных работах зависит от формы поперечного сечения и характера залегания пород. Примерное расположение шпуров при проходке ствола круглого сечения показано на рис. 118, а прямоугольного — на рис. 119.

Бурение при проходке вертикальных стволов производят при помощи пневматических бурильных машин, описанных выше.

Число шпуров зависит от крепости пород и берется из расчета один-два на 1 *м*² площади забоя ствола. Большее число шпуров принимают при крепких породах. Глубину шпуров в последнее время принимают в пределах 1,5—4 *м*. Более глубокие шпуры бурят при породах более слабых. Взрывание шпуров применяют электрическое. Электрический ток для этого подается в ствол по особому кабелю, который на земной поверхности подключается через *специальный рубильник* к осветительной сети, а в стволе к *двухполюсному выключателю,* расположенному на *предохранительном полке,* к которому подключаются также *магистральные провода*, идущие в забой.

Погрузка породы при проходке стволов является весьма трудоемким процессом. Долгие годы при проходке стволов ее производили исключительно ручным способом.

В настоящее время проблема механизации погрузки породы в Советском Союзе находит успешное решение.

Широкое применение получил *пневматический грейферный грузчик* БЧ-1у (рис. 120), состоящий из собственно грузчика и пневматической самотормозящейся лебедки для его подвески, устанавливаемой на подвесном полке. Зачерпывающим органом грузчика является четырехлопастный пневматический грейфер.

Работа грузчика БЧ-1у заключается в захвате взорванной породы, подъеме ее на уровень бадьи, разгрузке в нее породы и опускании порожнего грузчика на забой для следующего цикла зачерпывания.

Подъем и опускание грейфера в процессе погрузки породы осуществляются при помощи пневматического подъемника,

подвешенного к канату лебедки. Опускание грузчика по мере подвигания забоя и подъем его на безопасную высоту во время взрывных работ производятся лебедкой.

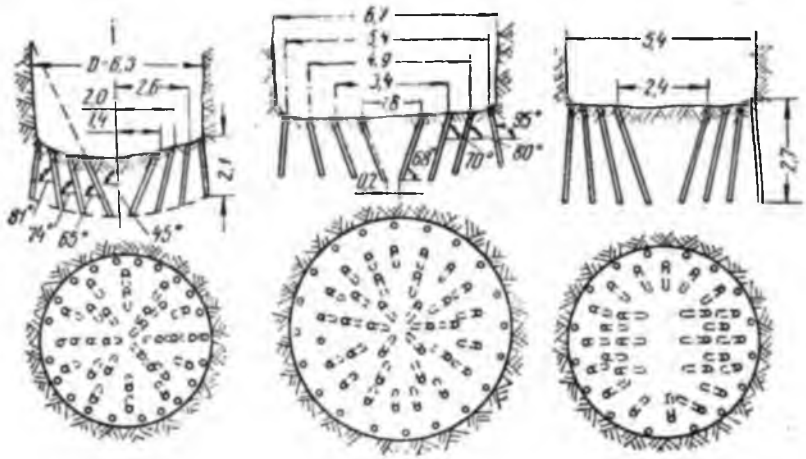


Рис. 118. Расположение шпуров при проходке стволов круглого сечения

Лопасти четырехлопастного грейфера открываются при опускании его на забой под действием поршня пневматического за-

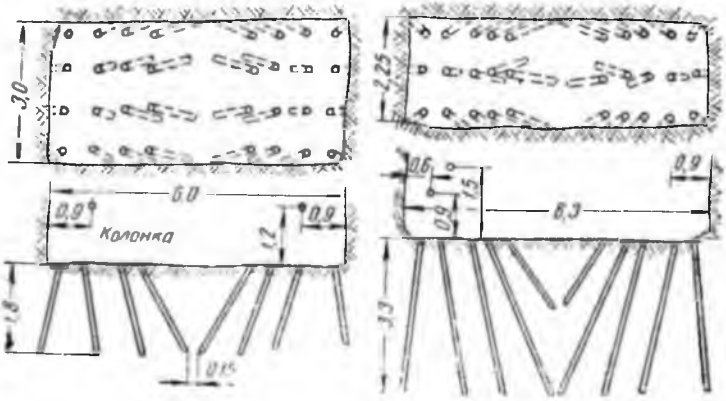


Рис. 119. Расположение шпуров при проходке стволов прямоугольного сечения

твора, перемещаемого вниз сжатым воздухом. При подъеме грейфера поршень пневматического затвора перемещается сжа-

тым воздухом вверх, и лопасти закрываются, зачерпывая породу.

Управляет грузчиком БЧ-1 один рабочий при помощи рукояток.

Для погрузки породы по всей площади забоя по мере надобности грузчик отводится вторым рабочим вручную при помощи водила в соответствующую часть забоя.

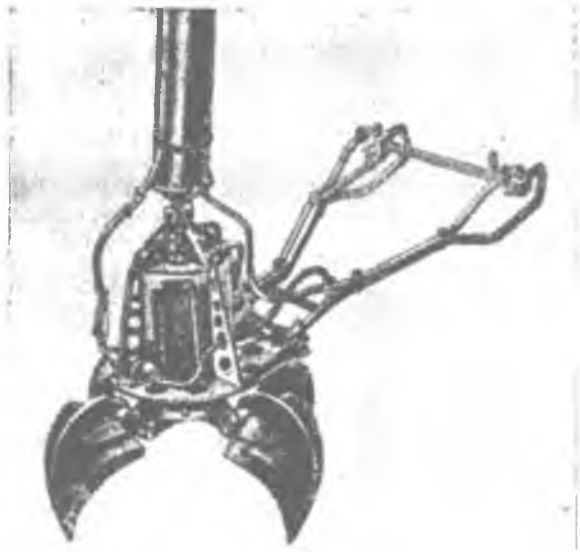


Рис. 120. Пневматический грейферный грузчик БЧ-1у.

Вес грузчика 650 *кг*; емкость грейфера 0,11 $м^3$; продолжительность одного черпания 45 сек.; производительность грузчика зависит от емкости бадьи и свойств пересекаемых пород.

Емкость бадьи при проходке стволов бывает 0,75; 1,0; 1,5; 2,0 и 2,5 $м^3$. При механизированной уборке породы применяют бадьи емкостью 1,5 $м^3$ и выше.

Подъем бадей при проходке вертикальных стволов осуществляется при помощи *электрической лебедки*. В этом случае над устьем ствола устанавливают временный[1] сборно-разборный

[1] Можно устанавливать также сразу постоянный копер, проверенный на нагрузки и усилия, которые он должен воспринимать в период проходки

металлический копер (рис. 121), наверху которого (на так называемой *подшкивной площадке)* размещаются *направляющие шкивы* для канатов.

Канат присоединяется к бадье посредством специальных *прицепных устройств* (рис. 122), обеспечивающих быструю и надежную прицепку и отцепку. Крюк, на который накидывается дужка бадьи, имеет специальную защелку, отжимаемую пружиной, чтобы дужка бадьи не могла соскочить с крюка во время движения. Выше крюка находится специальное устройство, на-

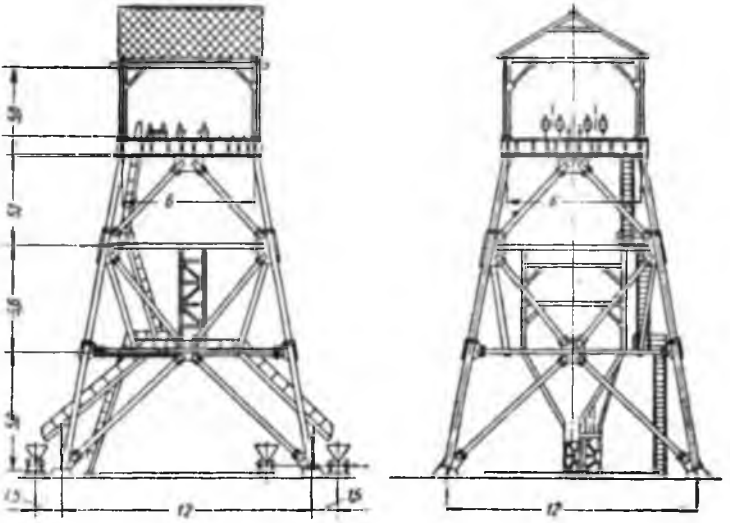


Рис. 121. Проходческий металлический копер

зываемое *вертлюгом*, предохраняющее бадью при подъеме от вращения вследствие раскручивания каната.

Чтобы избежать раскачивания бадьи во время движения ее в стволе шахты, для каждой бадьи применяют направляющую рамку (см. рис. 122), движущуюся по двум *направляющим канатам*. Нижние концы этих канатов закрепляют недалеко от забоя на специальной *натяжной раме,* укрепляемой в стенках ствола, а другие перекидывают через *направляющие шкивы*, устанавливаемые на *подшкивной площадке копра*, и закрепляют на барабанах лебедок, стоящих в стороне от ствола. По мере углубления ствола канаты сматываются с барабанов лебедок, и натяжная рама опускается на соответствующую глубину.

Направляющая рамка во время движения бадьи находится над прицепным устройством, а когда бадья опускается ниже натяжной рамы, — задерживается на последней.

Для ускорения процесса уборки породы в работе обычно имеются три бадьи, из которых две находятся в движении, в то время как третья загружается в забое породой. В этом случае, как только порожняя бадья опустится в забой ствола, она отцепляется от каната, и взамен ее прицепляется уже нагруженная третья бадья.

Кроме того, при стволах большого диаметра применяют два подъема, из которых один может быть одноконцевым. В таких случаях обычно применяют не один, а несколько грузчиков БЧ-1у: до пяти в стволах диаметром 8 *м*.

Для предохранения рабочих, находящихся в забое, от падающих предметов и кусков породы, могущих выпасть из бадьи, на некотором расстоянии от забоя устанавливают *предохранительный полок,* перекрывающий ствол шахты по всему сечению. В этом случае предохранительный полок служит также натяжной рамой и в нем устраивают отверстия для пропуска бадей.

Устье ствола на уровне земли перекрывается *основным полком*, также имеющим окна для пропуска бадей, которые могут закрываться соответствующими дверцами, называемыми *лядами*: открывание и закрывание ляд осуществляется с помощью *пневматических колонок.*

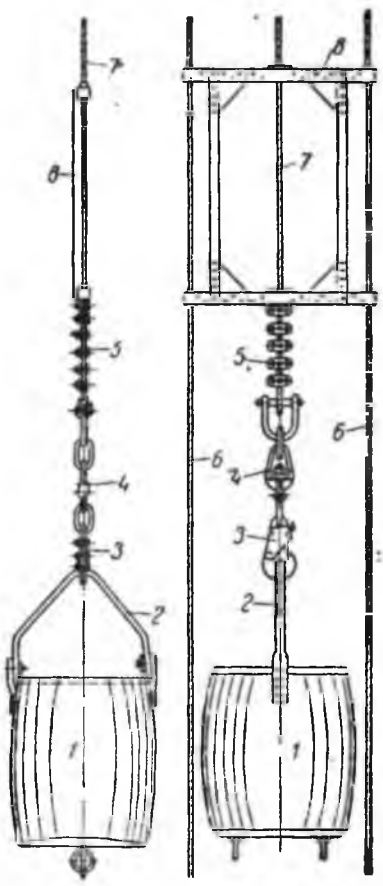


Рис. 122. Бадья, висящая в стволе на подъемном канате:

1 — бадья; *2* — дужка бадьи; *3* — прицепной крюк; *4* — вертлюг; *5* — жимки; *6* — направляющие канаты; *7* — подъемный канат; *8* — направляющая рамка

Несколько выше основного полка устраивают *приемную площадку,* на которой производится разгрузка бадей. Приемная площадка также имеет отверстия для пропуска бадей, которые закрываются лядами.

Разгрузка бадей на поверхности производится путем опрокидывания при помощи специальных приспособлений. В настоящее время имеются специальные конструкции бадей,

направляющей рамки и разгрузочного устройства, обеспечивающие *автоматическую разгрузку бадей* на приемной площадке.

Выгруженная из бадьи порода через люк в конце желоба приемного полка, оборудованный *пневматическим секторным затвором,* загружается в транспортирующие устройства, в которых отвозится на отвал.

Организация *отвального хозяйства* существенно влияет на темпы проходки стволов. До Великой Отечественной войны применяли исключительно *конические отвалы* (см. гл. XVIII) с транспортировкой породы от ствола на отвалы в вагонетках. В настоящее время широкое применение нашла транспортировка породы в *автосамосвалах.* Этот способ требует хороших дорог, которые обычно в этих случаях покрывают железобетонными блоками.

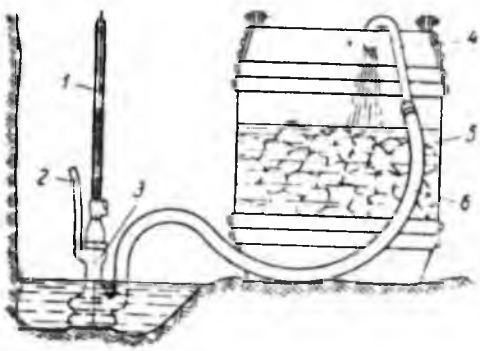


Рис. 123. Насос НПП-1:
1 — шланг для подачи сжатого воздуха; *2* — шланг для отвода отработанного сжатого воздуха; *3* — насос НПП-1м; *4* — патрубок в виде крюка; *5* — бадья; *6* — резиновый шланг

Широко также применяют отвалы, образуемые с помощью *канатной подвесной дороги* (см. гл. XVIII).

Наличие воды при проходке стволов значительно затрудняет работу. Вода из забоя может быть удалена различными способами. Наиболее простой из них — откачка воды при небольшом ее притоке (до 4—5 *м*³/*час*) в тех же бадьях, в которых производится подъем породы. Для перекачки воды из забоя в бадью применяют легкие переносные *погружные пневматические насосы* НПП-1м (рис. 123) и БН-15 × 4.

При более значительных притоках воду откачивают *вертикальными подвесными насосами.*

В настоящее время при глубине стволов до 250 *м* применяют центробежные подвесные проходческие насосы ППН-50с, ППН-50-12 и ППН-30; при глубине ствола до 400 *м* — высоконапорный насос ВП-2. У этих насосов двигатель и насос смонтированы на металлической раме и располагаются в одной вертикальной плоскости.

Насос (рис. 124) подвешивается на канате, огибающем шкив и закрепленном одним концом на копре, а другим — на барабане лебедки, устанавливаемой на поверхности, при помощи которой производится подъем и спуск насоса.

Значительные притоки воды в ствол затрудняют механизацию уборки породы и снижают производительность труда и темпы проходки. Поэтому устраивают того или иного вида *водоулавливатели,* откуда вода направляется в специальные *баки,* устанавливаемые в стволе, или в специальные *водосборники* возле ствола ниже водоносных горизонтов, откуда вода откачивается на земную поверхность.

Выпускавшиеся до сих пор вертикальные подвесные насосы имели высоту нагнетания всего лишь 250 *м*. Поэтому при проходке глубоких стволов устраивают *ступенчатый водоотлив*. В этом случае через каждые 250 *м* из ствола проходят камеру, в которой устанавливают горизонтальные насосы и устраивают водосборник. В этот водосборник откачивает воду подвесной насос, а из него горизонтальный насос откачивает воду на земную поверхность или в следующий промежуточный водосборник.

В стволе должны находиться два подвесных насоса, что загромождает ствол и затрудняет механизацию уборки породы. Для устранения этого недостатка устраивают двухступенчатый водоотлив: подвесной насос висит на расстоянии 40 *м* от забоя и откачивает воду из бака, установленного в стволе, в который откачивается вода из забоя забойным пневматическим турбонасосом Н-1 или винтовым насосом НВЗ-1. Высота напора этих насосов—40 *м*, производительность соответственно 25 и 20 $м^3/час$.

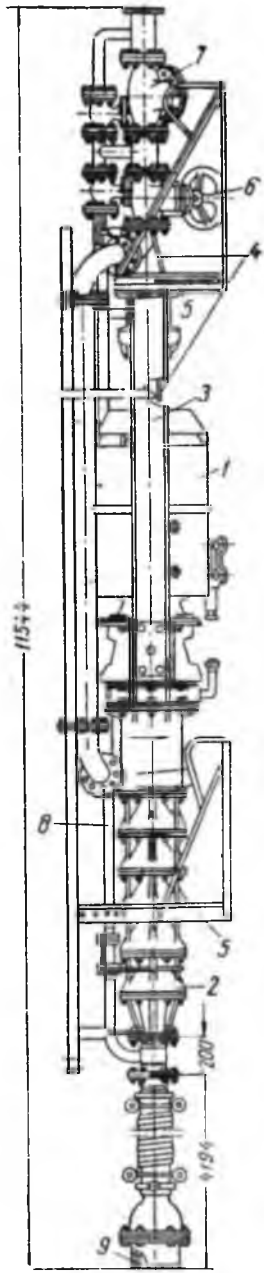


Рис. 124. Вертикальный электрический подвесной насос:
1 — двигатель; *2* — насос; *3* — рама; *4* — шкив; *5* — площадка; *6* — регулирующая задвижка; *7* — обратный клапан; *8* — перепускное устройство; *9* — всасывающее устройство

При улавливании воды, кроме откачки ее из специальных баков и водосборников, возможна также откачка и непосредственно на поверхность. На рис. 125 представлена схема *водоулавливающего устройства* в стволе с откачкой воды эрлифтом.

Эрлифтом называют водоотливное устройство, при котором откачка воды осуществляется при помощи сжатого воздуха. В этом случае к водоотливной трубе на некоторой

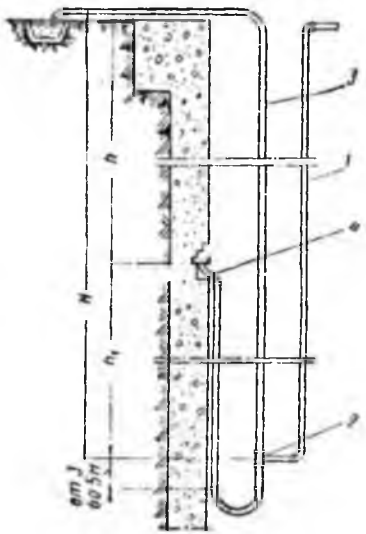


Рис. 125. Схема откачки воды эрлифтом:

1 — трубы для подачи сжатого воздуха; *2* — смеситель; *3* — трубы для выдачи смеси на поверхность; *4* — водоулавливающее устройство

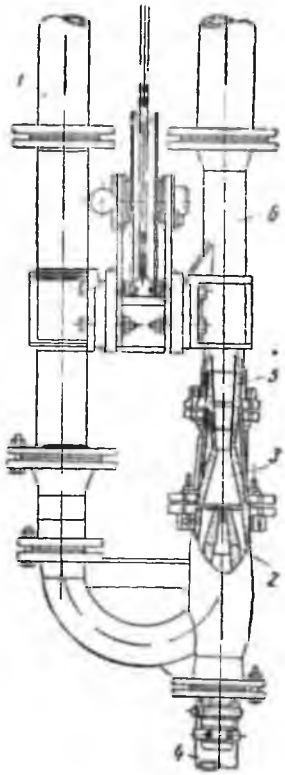


Рис. 126. Схема гидроэлеватора

глубине от места откачки подключают с помощью смесителя трубу, подводящую сжатый воздух. При этом в водоотливной трубе выше смесителя получается *водовоздушная эмульсия* (смесь воды с воздухом), удельный вес которой меньше, чем у воды. По закону сообщающихся сосудов уровень столба эмульсии должен подниматься, чтобы уравновесить столб воды в трубопроводе между водоулавливающим устройством и смесителем. Можно так рассчитать количество подаваемого сжатого воздуха и расстояние между водоулавливающим кольцом и смесителем, что вода будет изливаться на поверхность.

При притоках 15—25 *м*³/*час* и глубине стволов 40—60 *м* для откачки воды можно применять также *гидроэлеваторы,* принцип действия которых заключается в следующем.

Рабочая вода при помощи насоса, установленного на поверхности, под напором 20—50 *атм* по трубопроводу *1* (рис. 126) попадает в специальную насадку *2*, откуда со скоростью 50—60 *м*/*сек* входит в смесительную камеру *3.*

При этом во всасывающем трубопроводе *4* создается разрежение до 0,8 *атм*, в результате чего вода из забоя начинает поступать в камеру *5,* смешивается с рабочей водой и через диффузор *6* откачивается на поверхность.

В начале проходки обычно не требуется никаких специальных мер для проветривания забоя, так как обмен воздуха между забоем и поверхностью бывает достаточно интенсивен вследствие движения бадей. Основной задачей проветривания при проходке стволов является быстрое удаление из забоя продуктов взрыва, образующихся после взрывания зарядов. Обыкновенно для этой цели применяют электрические вентиляторы, производительность которых определяется из условия обеспечения проветривания в 15—30 мин. При помощи вентилятора, установленного на поверхности, воздух (по трубам) нагнетается в забой (рис. 127, *а*) или отсасывается из забоя; при глубоких стволах применяют комбинированную схему проветривания (рис. 127, *б*).

Трубы для проветривания стволов применяют металлические и текстовинитовые. Диаметр труб из листовой стали 0,4—1 *м.* Трубопровод состоит из звеньев длиной по 4 *м,* которые соединяются между собой болтами. Текстовинитовые трубы — из хлопчатобумажной ткани, покрытой специальным составом. Звенья такого трубопровода изготовляют длиной 5 и 10 *м,* диаметром 0,5; 0,6 и 0,7 *м* и соединяют между собой при помощи металлических муфт и зажимных хомутов. Текстовинитовые трубы легче металлических и более удобны в обращении.

Вентиляционный трубопровод подвешивают в стволе на двух стальных канатах. Для удержания труб на канатах применяют специальные хомуты. Для подъема и спуска вентиляционных труб служат лебедки, устанавливаемые на земной поверхности в стороне от устья.

Схемы проветривания при проходке стволов показаны на рис. 127.

При комбинированной схеме трубный (см. гл. XX) вентилятор, работающий на нагнетание, может подвешиваться под предохранительным полком.

Большое значение для повышения производительности труда и безопасности работ имеет хорошее освещение. Забой освещается *проходческими люстрами* (рис. 128, *а*), а подвесной

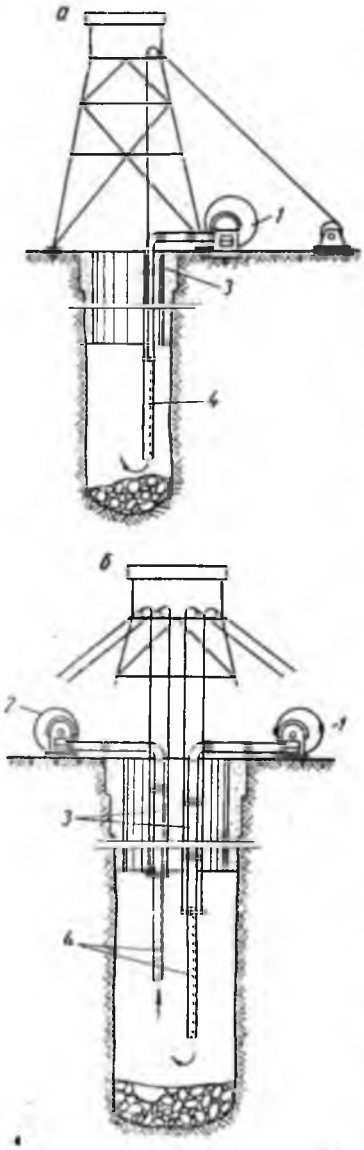


Рис. 127. Схемы проветривания при проходке вертикальных стволов:

а — при помощи нагнетания воздуха по трубам; *б* — комбинированная схема проветривания; *1* — нагнетающий вентилятор; *2* — всасывающий вентилятор; *3* — металлические трубы; *4* — брезентовые трубы

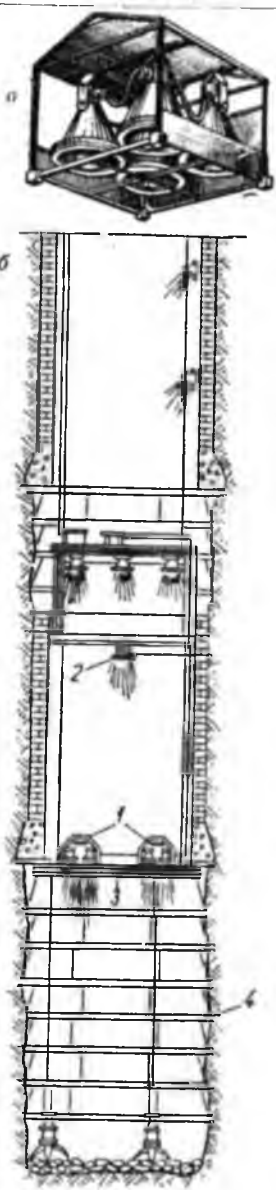


Рис. 128. Схема освещения шахтного ствола при его проходке:

а — проходческая люстра „Свет-600"; *б* — общий вид освещения ствола: *1* — люстра; *2* — проходческий светильник ПНН-500 для освещения рабочего полка и натяжной рамы; *3* — предохранительный полок; *4* — временная крепь

полок и натяжная рама — специальными светильниками (рис. 128, *б*), снабженными сильным рефлектором и защищенными герметическими колпаками. Люстры и светильники подвешены на тросах и питаются током, поступающим по специальному кабелю. Для удобства осмотра ствола и размещенного в нем оборудования через каждые 40—50 *м* ствол освещается лампочками по 100 *вт*.

§ 62. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ

Общие сведения

В зависимости от материала, из которого возводится крепь, и способов ее возведения, а также от свойств пород, которые пересекают ствол, и напора воды устанавливают водопроницаемую или водонепроницаемую крепь.

Следует подчеркнуть, что для водонепроницаемости крепи необходимо выбрать не только соответствующий материал, но и соответствующие способы возведения ее.

Наиболее водонепроницаемой является крепь из *металлических тюбингов,* применяющаяся при специальных методах проходки стволов.

Деревянная крепь

Материалом для крепи могут служить *дуб, сосна* и *лиственница* в виде *бревен* или *пластин.* Для некоторых видов деревянной крепи применяют *брусья.*

Четыре составных элемента деревянной крепи — два по короткой стороне ствола и два по длинной — составляют *венец.*

В зависимости от устойчивости пород, в которых проходит ствол, венцы устанавливают непосредственно один на другой или же с промежутком в 0,75—1 *м.* В последнем случае их устанавливают на вертикальных стойках, располагаемых по углам, а иногда и по длинной стороне ствола.

Первый тип крепи называют *сплошной венцовой крепью* и применяют при проходке стволов в породах менее устойчивых; второй — *венцовой крепью на стойках* и применяют при проходке стволов в породах более устойчивых.

Соединение отдельных элементов венца производится *прямой* или *косой лапой* (рис. 129).

Венцы для деревянной крепи заготовляют на поверхности и складывают в виде *сруба* в том порядке, в каком они должны устанавливаться в стволе. После тщательной проверки и пригонки отдельные лесины нумеруют и по мере надобности спускают в ствол для возведения крепи.

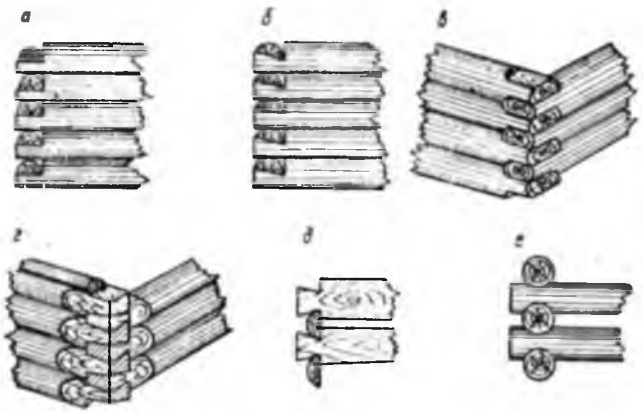


Рис. 129. Соединения элементов венца:
а — прямая односторонняя лапа; *б* — косая односторонняя лапа; *в* — прямая двусторонняя лапа; *г* — косая двусторонняя лапа; *д* — ласточкин хвост; *е* — паз

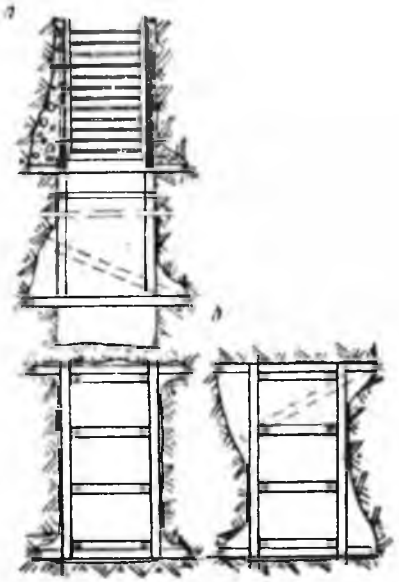


Рис. 130. Схема установки опорного венца:
а — заводка брусьев венца в вертикальной плоскости; *б* — то же, в горизонтальной плоскости

Ствол крепят снизу вверх отдельными звеньями высотой 3—5 *м* в слабых породах и 5—10 *м* в устойчивых.

Возведение крепи начинают с установки *опорного венца* (рис. 130), изготовленного из более прочного леса и с выступающими концами — пальцами по короткой стороне венца. Эти пальцы заводятся в специально заготовленные выемки — *лунки* в боках ствола. На опорном венце возводят последующие венцы снизу вверх. Пространство между венцами и стенками ствола тщательно заполняют (забучивают) пустой породой. Вертикальность стенок проверяют *отвесами,* опускаемыми в каждом углу ствола, а правильность формы — измерением диагоналей сечения, которые должны быть всегда равны. Кроме того, каждый венец должен устанавливаться строго горизонтально, что проверяется при помощи *рейки* и *уровня.*

При возведении венцовой крепи на стойках (бабках), прежде чем забучивать пространство между крепью и стенками ствола пустой породой, бока ствола за крепью затягивают плотно расклиниваемыми досками.

На каждом конце стойки имеются шипы, которые вставляются в гнезда, устраиваемые в венцах.

Размер стойки, устанавливаемой между последним (верхним) венцом данной заходки и основным венцом предыдущей, определить заранее трудно; поэтому ее изготовляют по замеру, после установки последнего венца.

По мере возведения крепи производят армировку ствола (рис. 131), т. е. установку вандрутов, расстрелов, лестничных полков и лестниц.

Вандрутами называют продольные брусья, устанавливаемые вдоль длинных сторон ствола и служащие для укрепления в них расстрелов. Вандруты состоят из отдельных брусьев, прикрепляемых к срубу ствола, и соединяются между собой специальной врубкой.

Расстрелы представляют собой брусья, устанавливаемые поперек ствола и укрепляемые в вандрутах, для чего в последних делаются пазы, а на концах расстрелов — пальцы. Вандруты и расстрелы делят сечение ствола на ряд отделений (подъемное, лестничное) и вместе с тем придают большую прочность крепи.

В рудной промышленности часто применяют *подвесную крепь,* возводимую сверху вниз путем подвешивания отдельных венцов на специальных *подвесках* (рис. 132).

Определение прочных размеров крепежного леса, идущего на изготовление венцов, производится по короткой стороне, так как длинная сторона, испытывающая хотя и большую нагрузку, имеет промежуточные опоры в виде вандрутов и расстрелов.

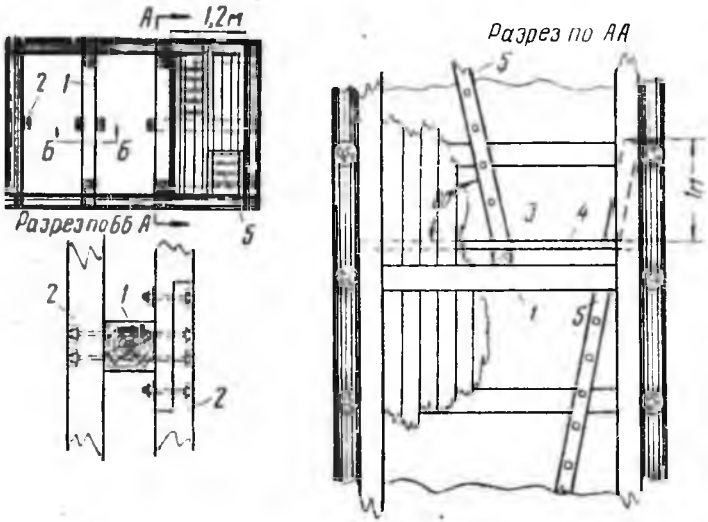


Рис. 131. Армировка ствола и оборудование лестничного отделения:
1 — расстрелы; *2* — проводники; *3* — брусья; *4* — настил; *5* — лестницы

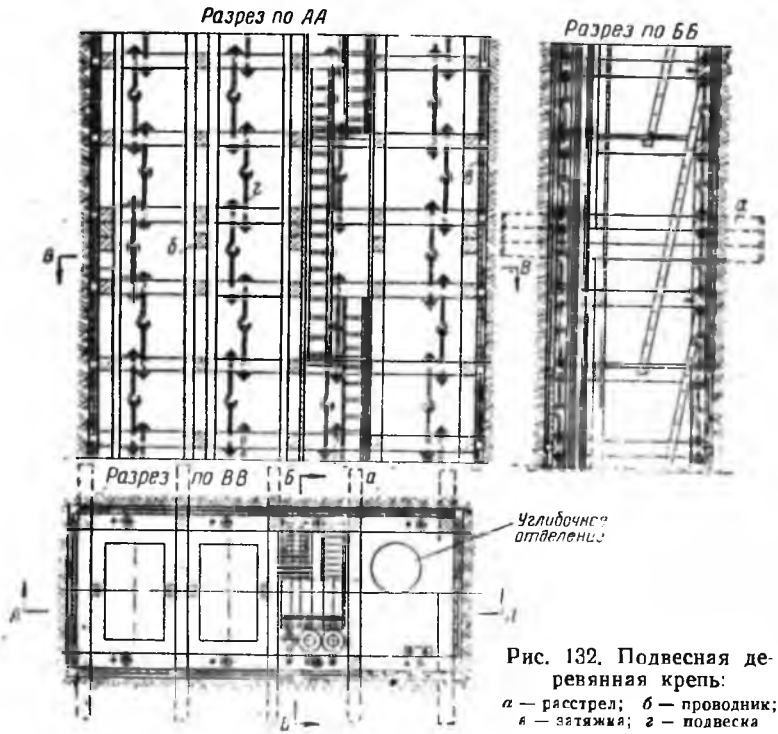


Рис. 132. Подвесная деревянная крепь:
а — расстрел; *б* — проводник; *в* — затяжка; *г* — подвеска

Для определения поперечных размеров крепежного леса необходимо знать давление горных пород p ($кг/см^2$), расстояние между осями венцов a и длину короткой стороны венца l ($см$).

Пользуясь формулами сопротивления материалов, можно вывести формулы для определения диаметра d венцовой крепи.

Для сплошной венцовой крепи

$$d = 1{,}12l \sqrt{\frac{p}{k_{изг}}}, \ см. \tag{56}$$

При венцовой крепи на стойках и расстоянии между венцами a диаметр крепежного леса равен

$$d = 0{,}8 \sqrt[3]{\frac{apl^2}{k_{изг}}}, \ см. \tag{57}$$

Если диаметр леса получится чрезмерно большим, следует уменьшить расстояние между венцами и повторить расчет.

Каменная крепь

Толщину каменной крепи для круглых стволов обычно определяют по формуле

$$d = R\left(\sqrt{\frac{k}{k-2p}} - 1\right), \ см, \tag{58}$$

где R — внутренний радиус ствола шахты в свету, $м$;
k — прочное сопротивление материала крепи, $кг/см^2$;
p — давление на крепь ствола, $кг/см^2$,

Организация работ при креплении стволов монолитным бетоном или тюбингами зависит от принятой схемы проходки — *последовательной* или *параллельной* (см. § 59).

При последовательной схеме крепь возводят участками снизу вверх. Переход от проходки ствола к креплению в этом случае более сложен, чем при деревянной крепи. Поэтому отдельные участки (заходки) для крепления в данном случае увеличивают до 30—50 $м$ и более.

Вследствие опасности оставления незакрепленными таких значительных участков во время проходки возводят *временную крепь*, отстающую от забоя не более чем на 2 $м$.

Временная крепь ствола состоит из *стальных колец*, чаще всего изготовляемых из швеллеров № 14, 16 и 18. Каждое кольцо временной крепи делают разборным, и состоит оно, в зависи-

мости от диаметра ствола, из четырех-шести элементов, что облегчает спуск его в ствол и установку в забое.

Кольца временной крепи при установке в стволе подвешивают одно к другому на специальных крючьях длиной 1 *м*. После подвески колец стенки ствола между ними и породой затягивают *затяжками* (досками).

При возведении постоянной крепи кольца временной крепи постепенно снимают. Но при слабых породах иногда снять эти кольца невозможно, они остаются в постоянной крепи.

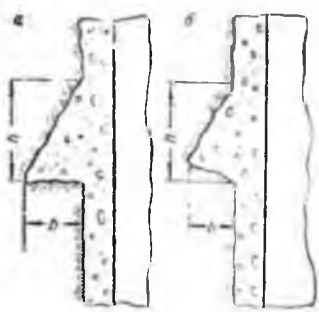


Рис. 133. Формы опорного венца при каменной крепи вертикальных стволов круглого сечения:

а — одноконический венец при крепких породах; *б* — двухконический венец при слабых и средней крепости породах

Возведение постоянной каменной крепи начинают с устройства *опорного венца* (рис. 133), место для которого выбирают по возможности в крепкой и устойчивой породе.

Устройство опорных венцов является работой трудоемкой и снижает темпы проходки. Поэтому в настоящее время ставится вопрос об отказе от опорных венцов ввиду того, что бетон достаточно прочно схватывается с боковыми породами. Этот вопрос находится в стадии изучения.

При возведении каменной крепи (из кирпича или бетонных камней) кладку стенок производят на цементном растворе. Кирпич и бетонные камни спускают в ствол в специальных ящиках — *контейнерах*; бетон и цементный раствор — в бадьях и в отдельных случаях — по трубам. Правильность укладки кирпичей и бетонных камней проверяют по отвесам, которые опускают с поверхности вдоль стен.

Постоянную крепь возводят с подвешенного на канате *подвесного полка*, подъем и спуск которого производятся при помощи *тихоходной лебедки*, устанавливаемой на поверхности.

При креплении бетоном применяют *шаблоны*, изготовляемые по форме сечения ствола из дерева или из металла; металлические шаблоны (опалубка) состоят из металлического каркаса, обшитого листовой сталью. Для удобства оперирования шаблоны выполняют разборными, состоящими из четырех-шести частей.

Высоту шаблона обычно принимают 1 *м*. Первый шаблон устанавливают на специальном деревянном полке, устраиваемом

в забое ствола перед возведением опорного башмака, а все последующие — один на другом и соединяют болтами.

За эти шаблоны (опалубку) проходчики забрасывают бетон и утрамбовывают его *пневматическими трамбовками* или укладывают при помощи *вибраторов*. После заполнения бетоном пространства между стенкой ствола и первым шаблоном на первый шаблон ставят следующий и т. д. Работу по бетонированию, переноске и установке шаблонов производят с подвесного полка.

Правильность установки шаблона по вертикали проверяют отвесом, опускаемым в центре сечения ствола, и уровнем, устанавливаемым на рейке, опирающейся на шаблон.

Такой способ установки шаблонов и укладки бетона весьма трудоемок. Гипрошахтостроймаш в целях снижения трудоемкости работ создал для возведения монолитной бетонной крепи комплекс оборудования, состоящий из проходческого *двухэтажного полка 1* (рис. 134), металлической *секционной опалубки 2*, *кругового бетоноукладчика 3* и *бадьи 4* (контейнера) для спуска бетона, разгружающейся через дно.

Принципиально новым в этом комплексе является *передвижная опалубка*. Для ускорения возведения крепи применяют *быстротвердеющий бетон*, который через 1,5—2 часа после укладки приобретает прочность 70—110 *кг/см*^{2}.

Бетон укладывается за опалубку при помощи кругового бетоноукладчика *3* (рис. 134), который перемещается на катках, обеспечивая подачу бетона в любую точку по периферии сечения ствола. Бетон в бункер бетоноукладчика спускают с поверхности в бадьях *4*.

Передвижную опалубку применяют для возведения монолитной бетонной крепи как снизу вверх, так и сверху вниз (при параллельной схеме организации работ).

Тюбинговая крепь может возводиться в направлении как снизу вверх, так и сверху вниз. В последнем случае, обычно при параллельной схеме организации работ, навеску тюбингов можно производить на некотором расстоянии от забоя с подвесного полка или непосредственно с забоя ствола по мере уборки породы. В этом случае постоянная крепь отстает от забоя всего на 1—2 *м*, вследствие чего отпадает необходимость во временной крепи.

Крепление ствола железобетонными тюбингами требует особенно тщательного оконтуривания ствола, так как при уменьшении сечения тюбинговое кольцо не размещается в стволе и требует дополнительной работы по его раскашиванию; увеличение сечения ствола влечет за собой увеличение расхода тампонажного раствора, которым заполняется пространство между тюбингами и боками ствола.

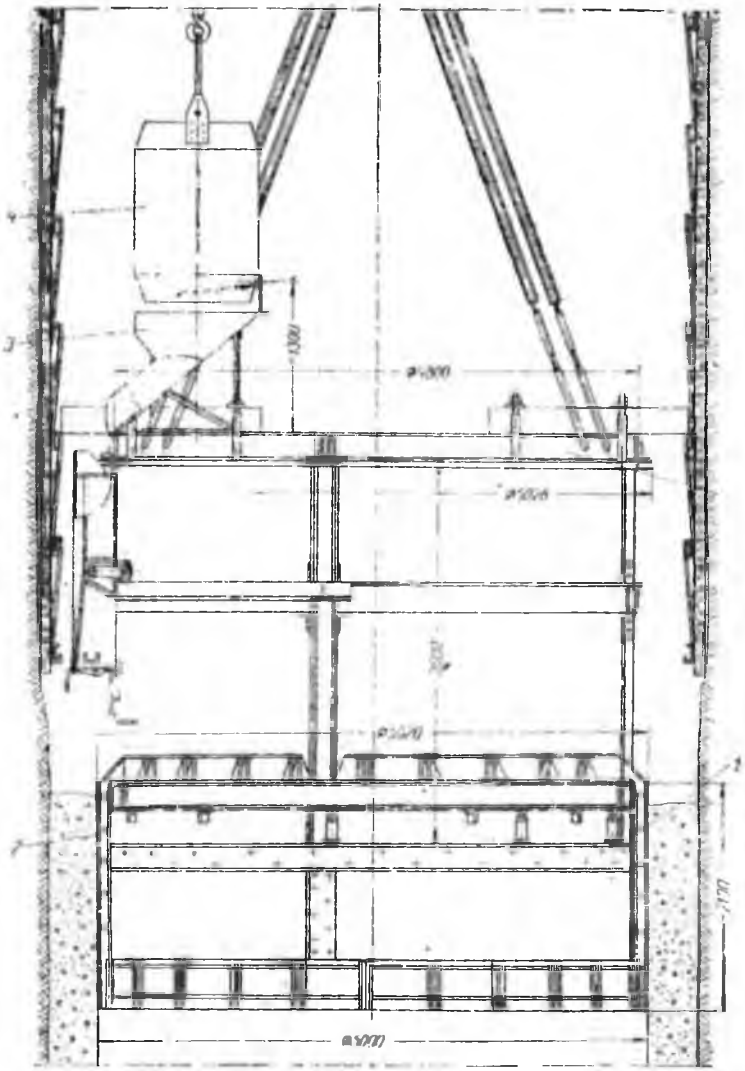


Рис. 134. Комплекс оборудования для крепления вертикальных стволов монолитным бетоном

Тюбинги изготовляют применительно к типовым сечениям стволов; они могут быть гладкими или ребристыми. На рис. 135

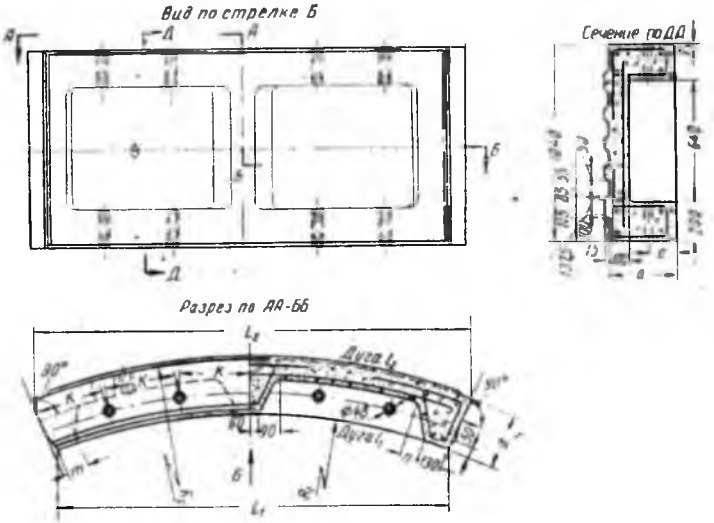


Рис. 135. Железобетонный тюбинг ВНИИОМШС

представлен ребристый железобетонный тюбинг конструкции ВНИИОМШС для ствола диаметром 4,5 *м*. Для сборки полного кольца требуется 7 тюбингов. Размеры тюбинга показаны на рисунке; вес его — 900 *кг*.

Кроме тюбингов ВНИИОМШС, применяют также тюбинги СТК с гладкой наружной поверхностью.

Тюбинги к стволу доставляют электровозами на тележках и спускают в ствол на крюке каната подъемной машины при помощи серги-траверсы (рис. 136).

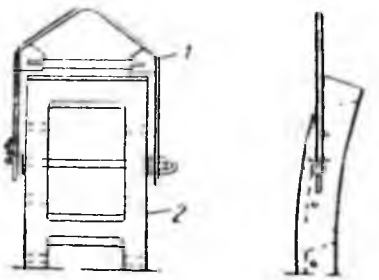


Рис. 136. Траверса для спуска тюбингов:
1 — траверса; *2* — тюбинг

В забое (или на полке) тюбинг отводится двумя-тремя проходчиками к месту его навески.

Непосредственную навеску тюбингов осуществляют при помощи лебедки, устанавливаемой на поверхности или на подвесном полке. На канате этой лебедки крепят траверсу, на которой подвешены два троса. Для установки очередного тюбинга концы этих тросов пропускают через симметрично расположенные

отверстия в нижних полках двух смежных тюбингов ранее установленного кольца (рис. 137). Затем концы этих тросов пропускают через два смежных отверстия верхней полки навешиваемого тюбинга и закрепляют стопорами. При помощи лебедки тюбинг поднимают к месту установки и крепят болтами его крайних отверстий к ранее установленному кольцу, после чего тросы траверсы освобождают, а на их место ставят болты. Окончательно все болты затягивают после навески всех тюбингов кольца и проверки правильности установки при помощи рейки-шаблона и центрального отвеса.

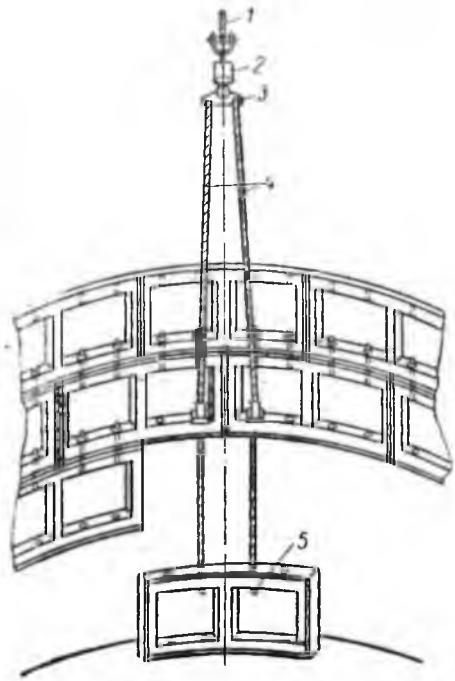


Рис. 137. Установка тюбинга:
1 — канат подъемной лебедки; *2* — вертлюг; *3* — траверса; *4* — трос; *5* — стопор

При желании получить водонепроницаемую крепь вертикальные и горизонтальные швы между отдельными тюбингами расчеканивают расширяющимся цементом.

До последнего времени тюбинговую крепь возводили с устройством опорных башмаков, после устройства которых производили тампонаж (заполнение пространства между тюбингами и боками ствола) цементно-песчаным раствором.

Опыт проходки вентиляционного ствола шахты «Бутовская-Глубокая» с рекордной скоростью 241,1 *м/мес* показал возможность отказа от опорных башмаков. В этом случае, после проходки двадцатиметровой заходки, перед нагнетанием тампонажного раствора устраивают поддон между стенкой и тюбинговой крепью, устраняющий возможность выхода раствора снизу. Затем на высоту 2—3 колец нагнетают цементный раствор из быстросхватывающегося цемента. Дальше тампонаж ведут обычным способом.

Армировка ствола при каменной крепи сложнее, чем при деревянной. Обыкновенно ее производят не параллельно с возведением крепи, как при деревянной, а после того, как весь ствол будет закреплен. Концы расстрелов заделывают в стенки крепи,

для чего в последней при возведении ее оставляют соответствующие лунки. Если же лунки предварительно не оставляют, их приходится выдалбливать отбойными молотками перед установкой расстрелов.

Расстрелы при каменной крепи обычно делают из двутавровых балок от № 20в до 36а. Проводники могут быть как деревянные, так и металлические. В последнем случае их делают из железнодорожных рельсов типа Р-38. Металлические проводники прикрепляют к расстрелам при помощи специальных скоб (рис. 138). Расстрелы устанавливают сверху вниз с двухэтажного подвесного полка. Расстояние второго этажа от первого соответствует расстоянию по вертикали между расстрелами с тем, чтобы с нижнего этажа можно было производить долбление лунок в то время, когда с верхнего устанавливают расстрелы. Когда полок спустится в околоствольный двор, его разбирают и выдают на поверхность по частям. Проводники устанавливают после установки расстрелов со специальных *подвесных люлек* в направлении снизу вверх.

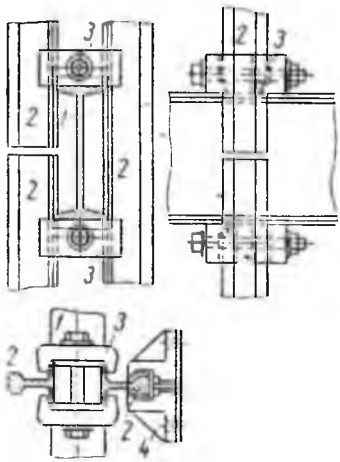


Рис. 138. Крепление металлических проводников к расстрелам двутаврового профиля:
1 — расстрел; *2* — проводник из железнодорожного рельса; *3* — скоба; *4* — лапа подъемного сосуда

Правильность установки расстрелов и проводников проверяют шаблонами. При проходке глубоких вертикальных стволов армировку их можно производить параллельно с возведением крепи.

§ 63. ПРОХОДЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ И АГРЕГАТЫ

В целях полной механизации и достижения высоких устойчивых темпов проходки в настоящее время созданы *проходческие комплексы* КС-1, КС-2, КС-3 и КН-7 и проходческие агрегаты ПГА-3 (П — проходческий; Г — грейферный; А — агрегат; 3 — третья модель), КПГА (значения П, Г и А те же; К — комплексный) и ПД-1м.

Комплексы КС-1 и КС-2 предназначены для проходки вертикальных стволов диаметром 7,5 *м* и любой глубины более 200 *м*. Проектная скорость проходки 200 *м/мес*. Эти комплексы обеспечивают механизацию погрузки породы в забое, разгрузку бадей

на поверхности, возведение постоянной крепи, водоотлив, все вспомогательные процессы и устраняют необходимость применения временной крепи.

При применении комплексов КС на поверхности устанавливают три подъемные машины мощностью 650—850 *квт* (две для выдачи породы и одна — для спуска материалов) и комплект тихоходных проходческих лебедок с централизованным дистанционным управлением.

Емкость автоматически разгружаемых на поверхности бадей 3,3 $м^3$.

Комплекс КС-1 предназначен для проходки при креплении стволов набивным бетоном, а КС-2 — железобетонными тюбингами, подвешиваемыми сверху вниз по мере проходки ствола с первого этажа подвесного полка.

Комплекс КС-1 (рис. 139) состоит из натяжного полка *1*, опускного щита *2* высотой 15,4 *м*, заменяющего временную крепь, кранов-укосин *3* для вождения грейферов, укрепленных на щитовой оболочке, трех грейферных грузчиков *4* емкостью 0,25 $м^3$ каждый, четырехэтажного подвесного полка *5* и двух горизонтальных насосов «Комсомолец» для откачки воды из бака в промежуточную камеру или на поверхность.

Щитовую оболочку с натяжным полком общим весом 96 *т* подвешивают на шести канатах, служащих направляющими для бадей.

Высота подвесного полка 13 *м*, вес 47 *т*. На подвесном полке смонтирована подвижная металлическая секционная опалубка *6* высотой 1,8 *м*, гидроопоры *7*, виброжелоба *8* для подачи бетона за опалубку. Четвертый этаж полка является предохранительным.

Перед взрыванием грейферы убирают на натяжной полок, а стрелы для их вождения складывают и закрывают специальными щитами.

Для сокращения времени на вспомогательные операции при уборке породы бадьи в забое не перецепляются.

В комплексе КС-2 (рис. 140) щитовая оболочка высотой 8 *м* и весом 39 *т* подвешена на трех канатах. Для погрузки породы служат два пневматических шестилопастных грейфера емкостью 0,38 $м^3$ с механическим вождением, осуществляемым машинистами из кабин.

Подвесной полок комплекса КС-2 высотой 10 *м* трехэтажный. На нижнем этаже устанавливают бак для приемки тампонажного раствора и насосы, откачивающие воду из бака, установленного между вторым и третьим этажами, в который вода из забоя откачивается пневматическим турбонасосом Н-1.

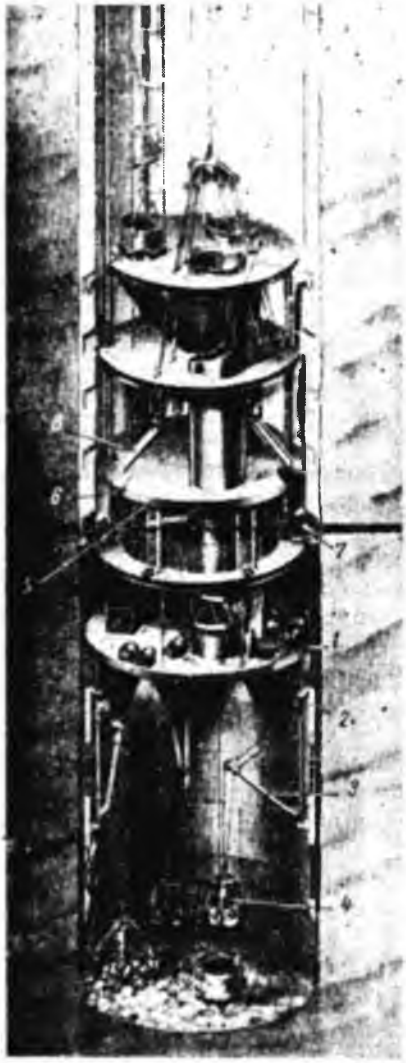


Рис. 139. Проходческий комплекс КС-1

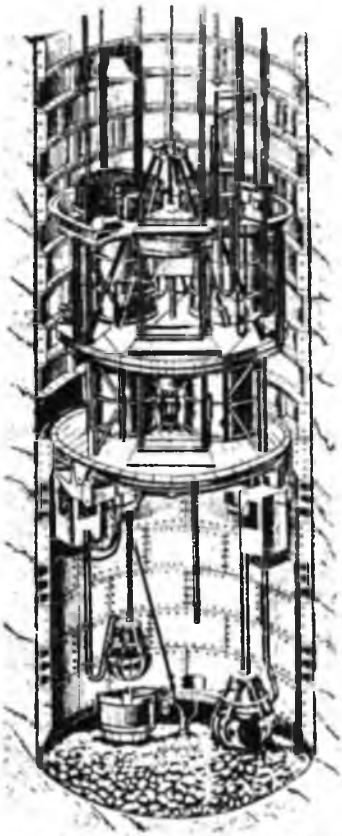


Рис. 140. Проходческий комплекс КС-2

Под перекрытием нижнего этажа полка смонтированы турнели с тельферами и пневматическими тележками для перемещения грейферов.

Железобетонные тюбинги навешивают с первого этажа полка при помощи двух пневмотельферов, перемещающихся по круговому монорельсу, прикрепленному к перекрытию второго этажа полка. Верхний этаж является предохранительным.

Подвесной полок весом со всем оборудованием 56 *т* подвешен на одном центральном и шести направляющих канатах.

Перед взрыванием шпуров подвесной полок со всем оборудованием поднимают на высоту 20—25 *м* от забоя.

Комплекс КС-2 снабжен специальной аппаратурой для сигнализации и телефонной связи, специальными светильниками, контргрузами для натяжения (на поверхности) направляющих канатов и автоматической блокировкой для прохода бадей через полок в забой.

При применении комплекса КС-2 все ставы труб прикрепляют непосредственно к крепи ствола.

Максимальная производительность грейферов комплекса КС-2 достигает 60 *м*³/*час*.

Проходческий комплекс КС-1 испытывался на шахте «Чайкино-Глубокая» (Донбасс) с октября 1956 г. по февраль 1957 г. при проходке скипового ствола, а комплекс КС-2 — на той же шахте при проходке клетевого ствола.

Промышленные испытания комплекса КС-2 выявили его недостатки, основные из которых перечислены ниже.

1. При работе грейферов, укрепленных на щите-оболочке, происходило нарушение центровки направляющих канатов относительно раструбов подвесного полка, а незначительный перекос щита-оболочки нарушал нормальную работу грейферов.

2. Большая высота подвесного полка требовала точной горизонтальной установки поверхностей его этажей; при небольших перекосах бадьи не проходили через раструбы.

3. Устройства для механизации укладки бетона за опалубку были выполнены неудачно.

4. Щит-оболочка подвешивался на шести направляющих канатах, проходящих через раструбы четырех этажей полка, что требовало тщательной центровки направляющих канатов относительно раструбов, на что уходило до трех часов.

Испытания проходческого комплекса КС-2 установили его работоспособность и надежность. После некоторых усовершенствований он должен получить широкое промышленное распространение.

Комплекс оборудования для проходки вентиляционного ствола (рис. 141) шахты «Бутовская-Глубокая» состоит из

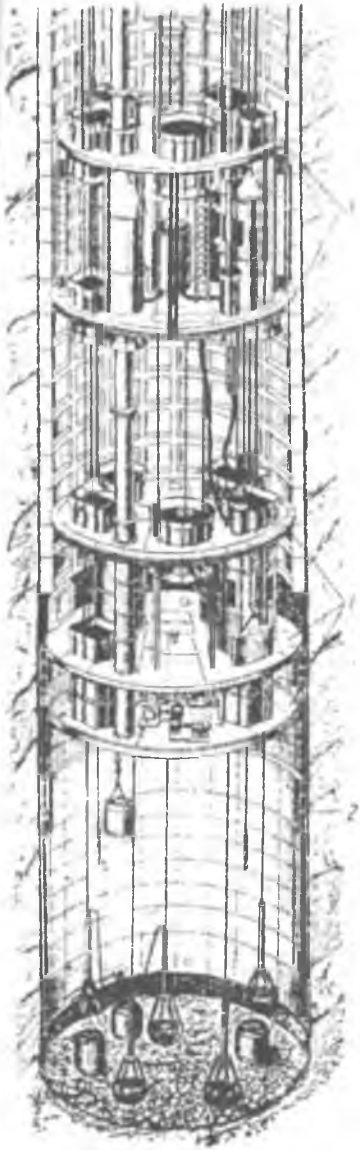


Рис. 141. Проходческий комплекс КС-3

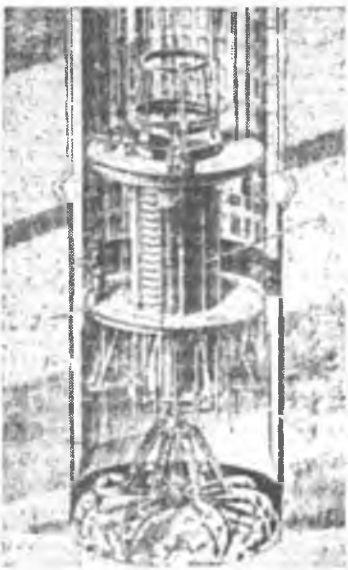


Рис. 142. Проходческий комплекс КН-7

трехэтажного натяжного полка *1*, подвешенного на *10* направляющих канатах и служащего для возведения крепи из железобетонных тюбингов; щитовой оболочки *2*, жестко соединенной со средним этажом натяжного полка, двухэтажного полка *3* для тампонирования. Под средним этажом установлены гидравлические домкраты, которые служат для распора в стволе натяжного полка вместе со щитовой оболочкой. Погрузка породы производится пятью пневмогрузчиками типа КС-3, подвешенными на лебедках Ч-2, которые установлены на нижнем этаже полка. Для подъема породы используется одна двухконцевая и две одноконцевые подъемные установки. Емкость породных бадей 2 $м^3$.

Особая схема подвески натяжного полка, при которой большая часть нагрузки от веса воспринимается контргрузами, подвешенными через систему блоков на направляющих канатах, обеспечивает спуск полка на величину подвигания за цикл за 1—2 мин., тогда как спуск обычного подвесного полка занимает несколько часов.

Тампонаж затюбингового пространства производят с тампонажного полка, который, будучи не связанным с натяжным полком, остается в верхней части заходки до окончания ее тампонирования.

В сентябре 1957 г. скорость проходки составила 241,1 *м* готового ствола в месяц.

Комплекс КН-7 (рис. 142) предназначен для проходки стволов диаметром 7 *м* в свету на глубину до 350 *м* со скоростью 80 *м/сек*.

Он состоит из щита-оболочки *1*, подвешенной на трех канатах; двухэтажного натяжного полка *2*, подвешенного на направляющих канатах; станка *3* для группового бурения шпуров, смонтированного под нижним этажом полка на центральной трубе *4*, восьмилопастного грейфера емкостью 2,45 $м^3$, подвешенного на канате подъемной машины.

Средняя труба служит для предохранения рабочих, находящихся на полке, от выпадающих из грейфера кусков породы, а также для направления его движения по стволу. Общий вес комплекса около 100 *т*.

На буровом станке может быть установлено до 17 бурильных машин типа КЦМ-4 с автоподатчиками. Для обуривания всего забоя буровой станок требуется повернуть 3—4 раза.

Перед взрыванием шпуров буровой станок поднимают при помощи домкратов под нижнее перекрытие полка, а затем вместе с полком на высоту 20—25 *м* от забоя.

При уборке породы грейфер зачерпывает ее при лопастях, раскрытых на весь диаметр ствола, и поднимает на земную по

верхность, где она разгружается в приемный бункер. Навеску железобетонных тюбингов постоянной крепи производят со второго этажа полка.

Грейфер большой емкости с выдачей породы непосредственно на поверхность применяли при проходке стволов в Кривом Роге. Прошел промышленные испытания *грейферный агрегат* ПГА-3 (рис. 143), созданный на основе ранее испытывавшихся агрегатов ПГА-2 и ПГА-2с и предназначенный для проходки стволов диаметром 5, 6 и 7 *м* на глубину 700 *м* со скоростью 100 *м/мес.*

Он состоит из щита-оболочки *1*, трехэтажного полка *2*, загрузочного устройства *3* и восьмилопастного грейферного грузчика *4* с емкостью грейфера 0,85 $м^3$. Грейфер может перемещаться по круговому монорельсу, прикрепленному к нижнему этажу полка.

На нижнем полке установлены бак для воды, которая в него накачивается насосом первой ступени, находящимся у кабины управления, и горизонтальные насосы для откачки воды на следующую ступень.

Постоянная крепь из железобетонных тюбингов возводится со второго этажа полка.

Зачерпанную породу грейфер разгружает в приемный бункер подъемного устройства, из которого она грузится в скипы, выдающие ее на поверхность.

В 1956 г. этим агрегатом на шахте «Соколовская» № 2 пройдено 160 *м* ствола со средней скоростью 27 *м* в месяц.

Агрегат КПГА (рис. 144) предназначен для проходки стволов диаметром 8 *м* на глубину 1000 *м* со скоростью 90 *м/мес.* Он состоит из трехэтажного полка, приемного бункера и двухлопастного грейфера емкостью 2,5 $м^3$. Общая высота агрегата 23 *м*, вес 166 *т*.

Диаметр грейфера при раскрытых лопастях равен диаметру ствола, что обеспечивает возможность уборки породы по всей площади забоя. Разгружается грейфер в приемный бункер между вторым и третьим этажами полка. Из бункера порода выдается в скипах. Поворот грейфера осуществляется при помощи электрической лебедки, установленной на поворотной турнели, смонтированной на верхнем этаже полка.

Железобетонные тюбинги навешивают в направлении сверху вниз с нижнего этажа полка; под нижним этажом полка расположены манипуляторы, обеспечивающие одновременное бурение шпуров восемью бурильными машинами, и кабина машиниста.

Агрегат КПГА промышленного распространения пока не получил.

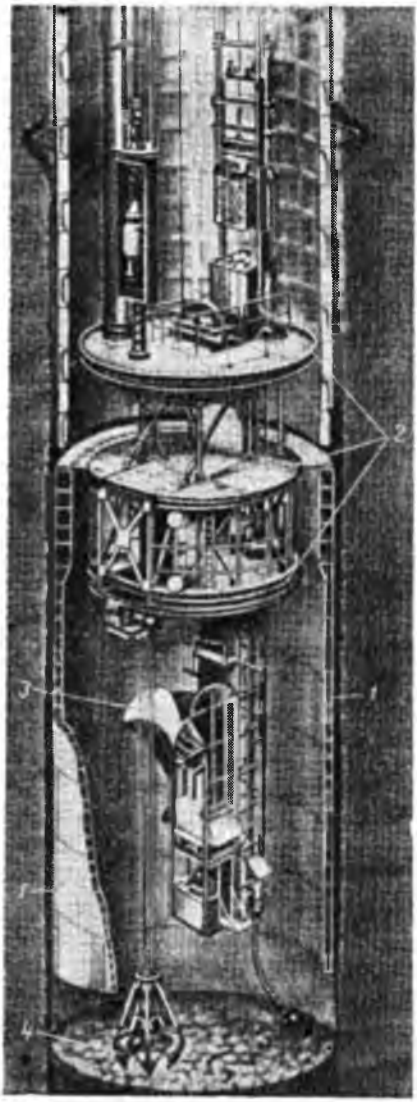


Рис. 143. Проходческий агрегат ПГА-3

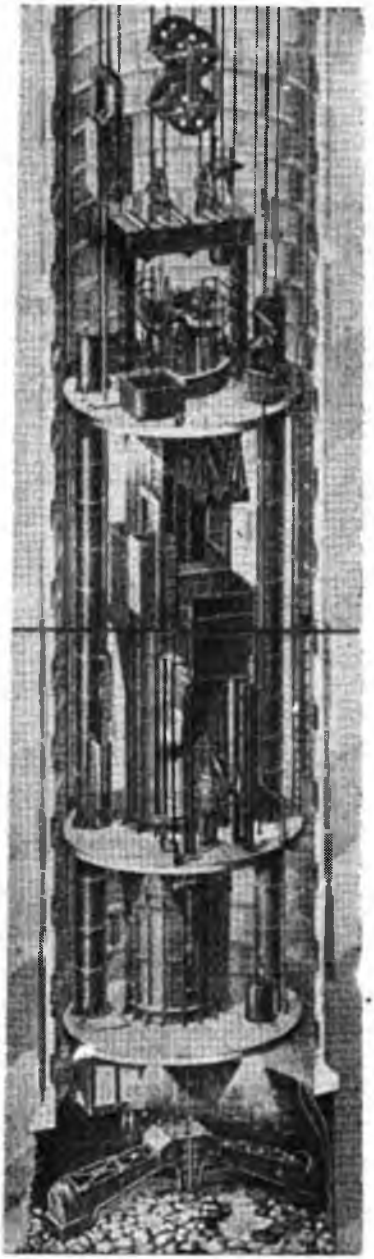


Рис. 144. Проходческий агрегат КПГА

Проходческий агрегат ПД-1м (рис. 145) предназначен для проходки вертикальных стволов диаметром 6,5 *м* в свету на любую глубину при породах средней крепости и притоке воды до 50 $м^3$/*час*. Проектная скорость проходки 180 *м/мес*.

В отличие от рассмотренных проходческих комплексов и агрегатов, агрегат ПД-1м обеспечивает не только уборку породы и возведение постоянной крепи, но и разрушение породы в забое.

Исполнительным органом, разрушающим породу, являются два диска с закрепленными на них резцами. Каждый диск вращается вокруг своей оси и одновременно вокруг оси, совпадающей с осью ствола.

Сколотая резцами порода забирается ковшами ковшового экскаватора, перемещающегося по забою вместе с режущим органом, и перегружается в приемную воронку, откуда она грузится в ковши вертикального элеватора, доставляющие ее в опрокидные бункеры, установленные на третьем этаже полка. Бункеры разгружаются в скипы емкостью 2,3 $м^3$, выдающие породу на земную поверхность.

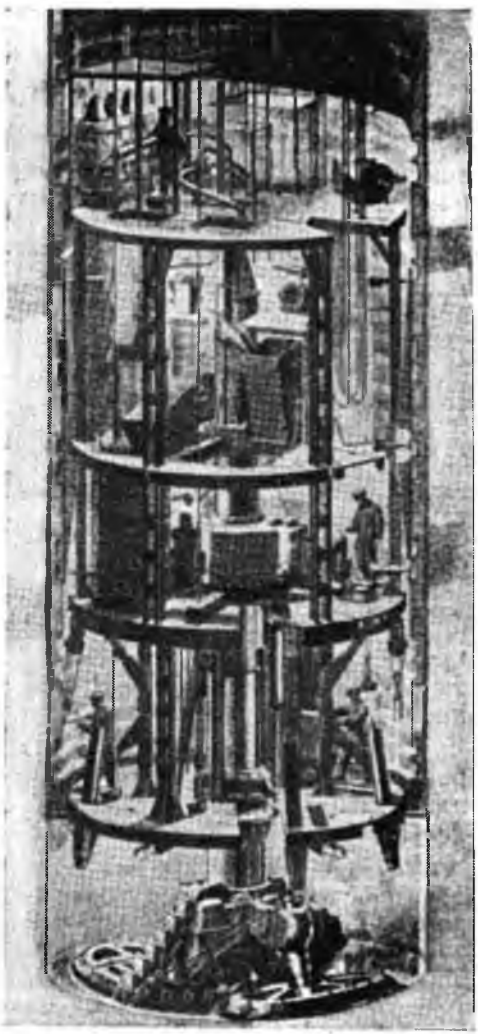


Рис. 145. Проходческий агрегат ПД-1м

Агрегат ПД-1м имеет четырехэтажный полок, подвешенный на восьми канатах, служащих направляющими для скипов и бадей.

Железобетонные тюбинги навешивают с нижнего этажа при помощи двух пневмотельферов, передвигающихся по кольцевому монорельсу. Так как постоянная крепь при работе агрегата ПД-1м отстает от забоя не более чем на 3—4 *м*, временную крепь не устанавливают.

Вода из забоя откачивается гидроэлеватором в баки, установленные на полке, откуда насосы ППН-50 перекачивают ее на следующую ступень.

Во время работы агрегат ПД-1м раскрепляют в стволе при помощи 12 домкратов: 6 домкратов, смонтированных под нижним полком, упираются в породу и 6 верхних, через специальные лыжи, — в тюбинги постоянной крепи.

Разрушение породы продолжается до тех пор, пока исполнительный орган не углубится на 1 *м*. Затем его вытягивают при помощи гидродомкратов вверх, ослабляют распор верхних и нижних домкратов, и агрегат опускается на 1 *м*.

После центрировки и распора агрегата домкратами работа возобновляется на величину следующей заходки в 1 *м* и т. д. В сутки предполагается выполнять 6 циклов. Скорость выемки забоя 0,4 *м/час*.

Проходческий агрегат ПД-1м проходит промышленные испытания.

§ 64. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ

Работы по проходке стволов ведут непрерывно в течение круглого года в четыре 6-часовые смены в сутки. Они могут быть разбиты на три стадии: 1) собственно проходка, 2) крепление и 3) армировка ствола.

При прямоугольных стволах с деревянной крепью все эти работы выполняют параллельно, при круглых же стволах с тем или иным видом каменной крепи — последовательно или параллельно.

Работы по проходке можно расчленить на следующие последовательные операции: бурение шпуров в забое; заряжание шпуров; взрывание зарядов; проветривание и приведение забоя в безопасное состояние после взрыва зарядов; погрузка породы; возведение временной крепи; возведение постоянной крепи; вспомогательные операции, необходимые для производства основных процессов.

Эти операции составляют полный круг работ по проходке ствола и определяют проходческий цикл. Каждый раз после завершения цикла забой ствола шахты углубляется на полезную глубину шпуров, равную 0,8—0,9 полной их длины, и работы возобновляют в той же последовательности.

Если цикл заканчивается в течение одних суток, то говорят, что выполняется один цикл в сутки; при завершении цикла в двое суток — полцикла в сутки; при выполнении в двое суток трех циклов — полтора цикла и т. д.

Зная полезную глубину шпуров и количество выполняемых в сутки циклов, можно определить суточную скорость проходки. Пусть, например, полезная глубина шпуров равна 2 *м*, а число циклов — один. В этом случае скорость проходки окажется рав-

Наименование операций	*Продолжительность операций за цикл*		I смена		II смена		III смена		IV смена	
	час.	*мин.*	8 10 12 7 9 11	14 16 18 13 15 17	19	20 22 24 21 23 1	2 4 6 3 5 7			
Спуск рабочих и инструмента	0	10								
Приведение забоя в безопасное состояние	0	10								
Погрузка породы	3	40								
Бурение шпуров	1	40								
Подъем бурового инструмента, спуск ВВ	0	10								
Заряжание шпуров	0	35								
Выезд смены, подготовка забоя к взрыванию	0	15								
Проветривание	0	10								
Навеска тюбингов, заделка швов, тампонирование закрепного пространства	5	15								

Рис. 146. График организации работ, принятый при проходке ствола «Бутовская-Глубокая»

ной $2 \times 1 = 2$ *м* в сутки. Отсюда легко перейти к месячной скорости проходки.

Организацию цикличной работы принято изображать в виде особых графиков, примером которых может служить график (рис. 146), который был принят при проходке вентиляционного ствола шахты «Бутовская-Глубокая», при выполнении которого в марте 1957 г. была достигнута рекордная скорость проходки стволов 241,1 *м* в месяц.

Диаметр этого ствола в свету 7 *м*, вчерне — 8 *м*, проектная глубина 1016 *м*. Шахта отнесена к внекатегорным по газу и опасна по внезапным выбросам угля и метана. Угол падения пород 6—8°. Породы, пересеченные вентиляционным стволом в марте 1957 г., приведены в табл. 9.

Приток воды в ствол составлял 20 $м^3/час$; вода улавливалась двумя водоулавливающими кольцами и откачивалась на поверхность. Непосредственно в забой приток составлял 6 $м^3/час$; вода откачивалась насосом НПП-1 в бадью, которой выдавалась на

Таблица 9

Породы, пересеченные вентиляционным стволом в марте 1957 г.

Наименование пород	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову f	Мощность пересекаемых пород, $м$
Песчанистые сланцы	5—6	93,8
Песчаник	8—10	85,5
Глинистые сланцы	4—5	57,5
Известняк	10—11	3,3
Уголь	2	1,0
Всего	—	241,1

поверхность. Ствол был оборудован проходческим комплексом КС-3 (см. рис. 141) с пятью грузчиками. Породу выдавали в бадьях емкостью 2 $м^3$ двумя одноконцевыми подъемами и одним двухконцевым. Материалы для возведения постоянной крепи спускали на подвесной полок четвертым одноконцевым подъемом в бадьях емкостью 1,5 $м^3$.

Выданную из ствола породу транспортировали на отвал в автосамосвалах на расстояние 1 *км*.

Бригаду проходчиков возглавлял бригадир Н. Н. Тихонов. Списочный состав бригады 132 человека: 88 работало в забое и 44 — на возведении постоянной крепи.

Ежесменно в забой ствола спускалось 19 проходчиков. Цикл начинался с приведения забоя в безопасное состояние и уборки породы, взорванной в предыдущую смену. Каждый из грузчиков КС-3 обслуживали двое проходчиков. На перецепке бадей было занято 4—5 человек, на подаче сигналов — 3, на уборке породы 1—2.

По мере уборки породы приступали к бурению шпуров диаметром 56 *мм* и глубиной 2,5 *м*.

В качестве ВВ применяли 62%-ный динамит в патронах диаметром 45 *мм*. Шпуры заряжали четырнадцать проходчиков, имевших «Единую книжку взрывника». Расход ВВ составил 1,2 $кг/м^3$; коэффициент использования шпуров 0,87. На возведении постоянной крепи было занято 9 человек в смену: 7 — на навеске тюбингов, 1 — на заделке швов и 1 — на тампонировании затюбингового пространства.

Тампонирование производили после навески каждых пятнадцати колец тюбинговой крепи.

При проходке вентиляционного ствола «Ветка-Глубокая» впервые было осуществлено возведение тюбинговой крепи без

опорных башмаков. Для устройства за пятнадцатым кольцом пробки под ним прикрепляли планки, на которые через окна в тюбингах укладывали доски. Щели закрывали толем. Затем набрасывали опилки толщиной 20—30 *см*, которые придавливали рядом кирпичей. После этого окна в тюбингах заделывали кирпичом и приступали к тампонажу с тампонажного полка.

Первые 3 *м* каждой тампонажной заходки тампонировали быстросхватывающимся раствором состава 1 : 1 с добавкой 5% по объему $CaCl_2$. Остальные 12 *м* тампонировали раствором состава 1 : 15.

Скорость проходки стволов является одним из основных показателей, определяющих правильность производства горнопроходческих работ с точки зрения выполнения отдельных проходческих операций и всего проходческого цикла в целом.

Благодаря совершенствованию проходческого оборудования и организации работ темпы проходки из года в год повышаются (табл. 10).

Таблица 10

Данные по скоростным проходкам стволов

Наименование шахты	Месяц и год	Максимальная скорость проходки за месяц, *м*
№ 13 «Мостовская» (Подмосковный бассейн)	июнь 1950	56,0
№ 86/87 (Караганда)	апрель 1952	56,0
№ 1 «Красносельская» (Челябинский бассейн)	август 1952	94,0
«Чайкино-Глубокая» (Донбасс)	сентябрь 1953	100,7
«Игнатьевская»	март 1954	120,6
«Игнатьевская»	август 1954	140,1
«Буденновская-Восточная» (Донбасс)	сентябрь 1954	150,0
№ 5/6 им. Калинина (Донбасс)	март 1955	202,1
№ 17-17-бис (Донбасс)	март 1956	150,6
№ 1 «Самсоновская»	август 1957	175,3
«Бутовская-Глубокая»	март 1957	241,1
«Ново-Бутовка»	апрель 1959	264,6

Все основное оборудование при проходке современных крупных стволов подвешивают на канатах. Такой способ производства работ значительно облегчает выполнение различных операций, связанных с наращиванием труб, опусканием насосов и пр., но требует оборудования проходки соответствующим числом подъемных лебедок с надлежащим размещением их на поверхности вокруг ствола шахты.

При планировке всех временных сооружений, необходимых для проходки, надо стремиться к тому, чтобы они располагались на местах, которые в дальнейшем не будут застраиваться постоянными техническими сооружениями. Этим достигается независимость горных и строительных работ в период строительства.

Кроме проходки стволов с подвеской проходческого оборудования на канатах, ВНИИОМШС разработал типовые проекты организации проходки при одновременном возведении постоянной крепи с установкой постоянной арматуры. При такой организации работ проходка ведется с постоянных копров, а при небольшой глубине стволов — с использованием также постоянной подъемной машины.

На канатах временных лебедок подвешивают только подвесной полок и спасательную лестницу, а все остальное оборудование подвешивают на постоянной арматуре. На постоянных расстрелах устанавливают также баки для воды, откачиваемой из забоя, и насосы, перекачивающие ее на следующую ступень.

Постоянную крепь из монолитного бетона или железобетонных тюбингов возводят с нижнего этажа подвесного двухэтажного полка, к которому жестко прикреплен щит-оболочка, в направлении сверху вниз.

Организация работ принята по схеме цикл в смену с подвиганием забоя за цикл 1—1,1 *м*.

После каждого цикла подвесной полок вместе со щитом-оболочкой опускается на величину заходки. Расстрелы устанавливают с верхнего этажа подвесного полка ярусами через каждые 3125 *мм*. Одновременно с этим устраивают лестничные отделения.

Деревянные проводники длиной 6,25 *м* навешивают через каждые два яруса расстрелов по мере их установки, а металлические проводники длиной 12,5 *м* — через каждые четыре яруса расстрелов.

Во время навески проводников работы в забое и на подвесном полке не производят.

Проходка стволов с армированием параллельно с возведением постоянной крепи имеет ряд преимуществ: уменьшается число проходческих лебедок, сокращается примерно в 4 раза длина канатов для подвески оборудования, сокращается подготовительный период работ, снижается стоимость проходки.

В настоящее время намечается увеличение расстояния между расстрелами и длины одновременно навешиваемых проводников.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какие подготовительные работы предшествуют началу проходки вертикальных шахтных стволов, и в чем они заключаются?
2. Какие существуют способы и схемы проходки вертикальных шахтных стволов?
3. Как выбираются форма и размеры вертикальных шахтных стволов?
4. Что устраивают в устье вертикального шахтного ствола?
5. Назовите основные операции проходческого цикла и опишите, как они осуществляются.
6. Как осуществляются подъем, водоотлив, проветривание и освещение при проходке вертикальных шахтных стволов?
7. Какие существуют виды деревянной крепи вертикальных шахтных стволов, и как ее возводят в каждом случае?
8. Какие существуют виды каменной крепи вертикальных шахтных стволов, и как ее возводят?
9. Какие проходческие комплексы и агрегаты применяют при проходке вертикальных шахтных стволов?
10. Что такое армировка стволов, и как она осуществляется при деревянной и каменной крепи вертикальных шахтных стволов?
11. Как организуются работы при проходке вертикальных шахтных стволов?

Глава VII

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

§ 65. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Проходка стволов в сложных гидрогеологических условиях требует применения особых способов, отличающихся от описанных выше и применяемых в обычных условиях.

Осложняющими проходку факторами являются водообильность и неустойчивость пород. В одних случаях эти факторы встречаются независимо, в других же — сочетаются вместе и создают особо сложные условия для проходки.

В основном все сложные случаи проходки могут быть разделены на две основные группы:

1) проходка в породах неустойчивых, насыщенных водой, — в плывунах;

2) проходка в крепких, но сильно пористых и трещиноватых породах, содержащих большие количества воды.

Наиболее сложными являются случаи, когда вода находится под большим давлением (напором).

Все известные специальные методы проходки могут быть разделены на три группы:

1) ограждение забоя ствола от неустойчивых пород и воды осуществляется при помощи специальных крепей, опережающих забой; сюда относятся: *забивная крепь, опускная крепь и проходка под сжатым воздухом*;

2) временная или постоянная изоляция воды от того места, где должен пройти ствол; к этой группе способов проходки относятся: *искусственное замораживание, тампонирование пород, химическое укрепление грунтов и искусственное понижение уровня грунтовых вод;*

3) *бурение стволов шахт.*

В породах крепких, но водоносных, могут применяться тампонирование, проходка под сжатым воздухом, замораживание,

проходка с предварительным понижением уровня грунтовых вод и бурение. Основным же методом проходки в таких породах является тампонирование.

При проходке в плывунах применяют все способы, кроме тампонирования.

§ 66. ЗАБИВНАЯ КРЕПЬ

Забивную крепь применяют в случае необходимости проходки ствола через неглубоко залегающие сыпучие или плывучие породы незначительной мощности. В этом случае на участке неустойчивых пород по контуру ствола забивают деревянные или металлические сваи, которые должны плотно прилегать одна к другой, что достигается соответствующей конструкцией замков.

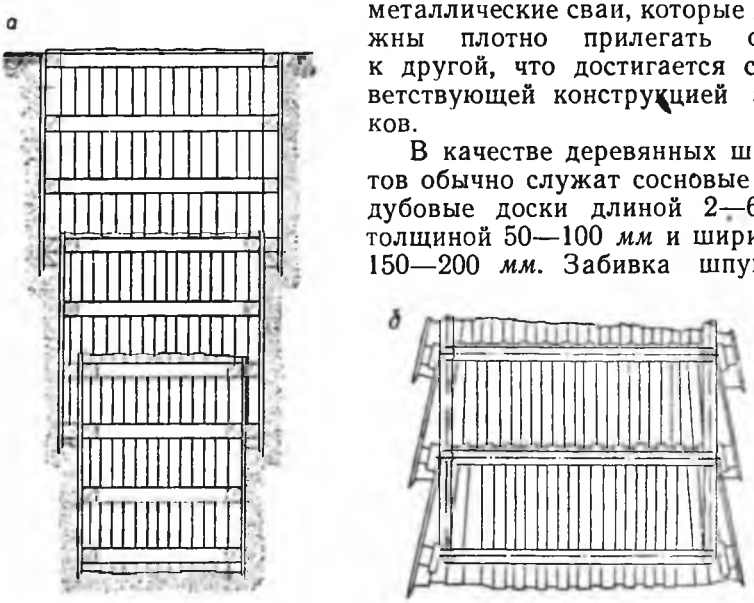


Рис. 147. Проходка вертикального ствола забивной деревянной крепью

В качестве деревянных шпунтов обычно служат сосновые или дубовые доски длиной 2—6 *м*, толщиной 50—100 *мм* и шириной 150—200 *мм*. Забивка шпунтов начинается за 1—1,5 *м* до начала плывунов. Для направления шпунтов и предупреждения выжимания их в ствол устанавливают специальные *основные* и *направляющие венцы*, шпунты могут забиваться вертикально и косо. Соответственно забивная крепь называется *вертикальной* или *косой* (наклонной).

При вертикальной крепи (рис. 147, *а*) сечение ствола шахты постепенно суживается, но забивка шпунтов может производиться при помощи соответствующих механизмов. При косой крепи (рис. 147, *б*) сечение ствола сохраняется постоянным, но забивка

шпунтов должна производиться вручную. По мере забивания их породу из забоя вынимают лишь настолько, чтобы концы шпунтов не были выжаты в ствол. По мере углубки ствола внутри забивной крепи возводят обычную постоянную крепь.

При металлической забивной крепи применяют шпунты из прокатной стали специального профиля (рис. 148).

Проходка стволов через плывуны с применением деревянной забивной крепи является наиболее старым способом, мало надежным и требующим весьма квалифицированных проходчиков.

В настоящее время проходка стволов при помощи деревянной забивной крепи практикуется при мощности плывунов не более 2 *м* и при отсутствии напорных вод.

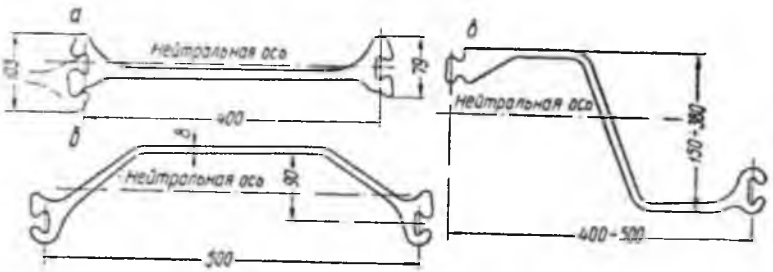


Рис. 148. Профиль металлических шпунтов:

а — плоская шпунтовая сталь ШП-1; *б* — корытная шпунтовая сталь ШК-1; *в* — зетовая сталь ШД

Металлическую забивную крепь можно успешно применять при большей мощности плывунов (8—12 *м*) при условии их неглубокого залегания от поверхности и отсутствия валунов и других твердых включений размерами более 6—8 *см*. Для успешной проходки ствола с применением забивной металлической крепи под плывуном должен залегать пласт водоупорной породы мощностью не менее 1 *м*, в которую заглубляют концы шпунтов при окончании их забивания.

Забивка металлических шпунтов более удобна при круглом сечении ствола. Для сохранения вертикальности забивной крепи сначала проходят устье ствола и в нем на расстоянии 0,8—1 *м* один от другого устанавливают внешние и внутренние направляющие кольца (при круглом сечении).

Шпунты забивают паровыми молотками или вибраторами.

Выемку породы из забоя производят после окончания забивки шпунтов, причем по мере ее выемки через 0,7—1 *м* устанавливают распорные кольца, предохраняющие ствол от выжимания шпунтов внутрь его.

После выемки плывуна и заглубления ствола в подстилающие породы на 1,5—2 *м* устраивают опорный башмак и возводят

постоянную каменную крепь. Шпунты и распорные кольца не извлекают.

В 1957 г. устье ствола № 2 шахты № 1 «Центральная» треста Красноармейскуголь (Донбасс) через плывун мощностью 6 *м* было пройдено с применением для погружения шпунтов вибраторов. Вследствие уменьшения при этом сил внутреннего трения между частицами пород скорость погружения свай увеличилась.

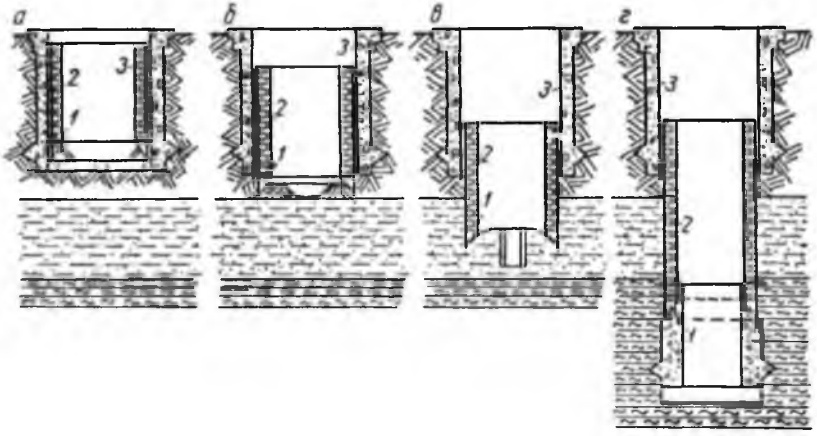


Рис. 149. Опускная крепь:
а, б, в, г — последовательные стадии опускания крепи: *1* — режущий башмак; *2* — стенки опускной крепи; *3* — устье ствола

Опыт этих работ показал, что скорость погружения шпунтов увеличивается при применении гидроподмыва. Для этого ВНИИОМШС разработал двухтрубчатые шпунты, через трубы которых производилось нагнетание воды. Двухтрубчатые шпунты применяли в сочетании со шпунтами ШП-1.

Во всех случаях применения забивной крепи необходимо следить, чтобы во время откачки воды не происходило в больших количествах выноса ила и песка, что обычно является причиной образования вокруг ствола значительных пустот, которые в дальнейшем вызывают осадку пород и повреждение крепи.

§ 67. ОПУСКНАЯ КРЕПЬ

Опускная крепь представляет собой крепь вертикальных выработок, опускаемую под влиянием собственного веса или внешней нагрузки (принудительное опускание).

Опускную крепь (рис. 149) в настоящее время применяют до глубины 25 *м* при наличии рыхлых, мягких и плывучих пород мощностью 8—10 *м*, при притоках воды до 15 $м^3/час$, в случае

отсутствия твердых прослойков, больших валунов и стволов деревьев и при наличии под неустойчивыми породами водоупорных пород, в которые можно вдавить режущий башмак опускной крепи.

Опускная крепь состоит из двух частей: режущего ножа, или башмака, и собственно опускной крепи, или стен ее.

Режущий башмак служит для прорезывания породы и облегчения опускания крепи, а стены — для ограждения ствола от подвижных пород.

Форма сечения опускной крепи может быть любой, но чаще всего применяется круглая.

При проходке ствола с применением опускной крепи работы начинают с проходки устья. В забое устья устраивают горизонтальную подушку из бетона толщиной 100—150 *мм* или из железнодорожных шпал, на которой собирается режущий башмак, состоящий для удобства сборки из нескольких сегментов.

Для уменьшения трения опускной крепи о крепь устья ствола, а также для направления ее при опускании в устье устанавливают специальные *вертикальные направляющие* в виде продольных брусьев.

Стенки опускной крепи, возводимые на верхней поверхности режущего башмака, могут быть кирпичные, бетонные, чугунные, железобетонные и из металлических сегментов и должны быть жестко связаны с режущим башмаком при помощи специальных тяг.

Когда возведение стен закончено, взламывается подушка и начинается опускание крепи под собственным ее весом, которое возможно при условии

$$G > T, \tag{59}$$

где G — вес опускной крепи, m;

T — сопротивление трения, которое в средних условиях бывает равным 2,25—2,5 $m/м^2$.

К концу опускания веса крепи обычно бывает недостаточно. В таких случаях ее приходится загружать дополнительно или задавливать при помощи домкратов.

По мере опускания крепи производится выемка породы.

Работы по опусканию крепи заканчиваются, когда режущий башмак пройдет через плывун в подстилающую водоупорную породу (рис. 149, *г*).

Для устранения дальнейшего самопроизвольного опускания крепи режущий башмак должен быть закреплен в постоянной крепи, возводимой на опорном башмаке.

§ 68. ПРОХОДКА СТВОЛОВ ПОД СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

Проходка стволов в плывунах, обладающих напором, с применением обычной опускной крепи не удается, и в таких условиях стволы проходят под сжатым воздухом. При этом вода, содержащаяся в пересекаемых породах, под действием сжатого воздуха отжимается в глубь массива, благодаря чему породы в забое ствола осушаются и становятся устойчивыми. Проходку стволов осуществляют с опускной или с неподвижной *рабочей камерой* (с неподвижным потолком). Иногда применяют комбинированную схему: начинают проходку ствола с опускной, а заканчивают — с неподвижной рабочей камерой. Наибольшее распространение получила проходка стволов с неподвижной рабочей камерой.

Для сообщения с поверхностью служит шахтная труба и шлюзовой аппарат.

Шлюзовой аппарат служит для создания таких условий, которые не влияли бы на здоровье людей и на режим работы в рабочей камере во время прохода через шлюзы рабочих, спуска материалов и выдачи породы.

На рис. 150 представлены схемы расположения шлюзового оборудования в стволах разного поперечного сечения. В стволе диаметром 3 *м* размещается один двухэтажный людской шлюзовой аппарат и один — грузовой; в стволе диаметром 4,5 *м* — два двухэтажных людских аппарата и один грузовой. В стволах диаметром 6 *м* при двух людских шлюзовых аппаратах может быть установлено два грузовых, что обеспечивает большую пропускную способность оборудования.

Грузовой (материальный) шлюзовой аппарат представляет собой шлюзовую трубу длиной 5,5 *м* и диаметром 920 *мм*, имеющую верхний и нижний герметические затворы. Людской шлюзовой аппарат состоит из шахтных труб диаметром 920 *мм* и двух шлюзовых камер диаметром 1420 *мм*, расположенных одна под другой. В каждой камере имеется по две герметически закрывающиеся двери: одна для выхода в наружную атмосферу и другая — в шахтную трубу.

Шахтная труба всегда находится под давлением, а в камерах происходит переход от нормального давления к повышенному (*шлюзование*) и от повышенного (рабочего) к нормальному (*вышлюзовывание*).

Режим работы под сжатым воздухом регламентируется особыми правилами; в частности, в зависимости от рабочего давления устанавливается продолжительность рабочего дня и время на шлюзование и вышлюзовывание людей.

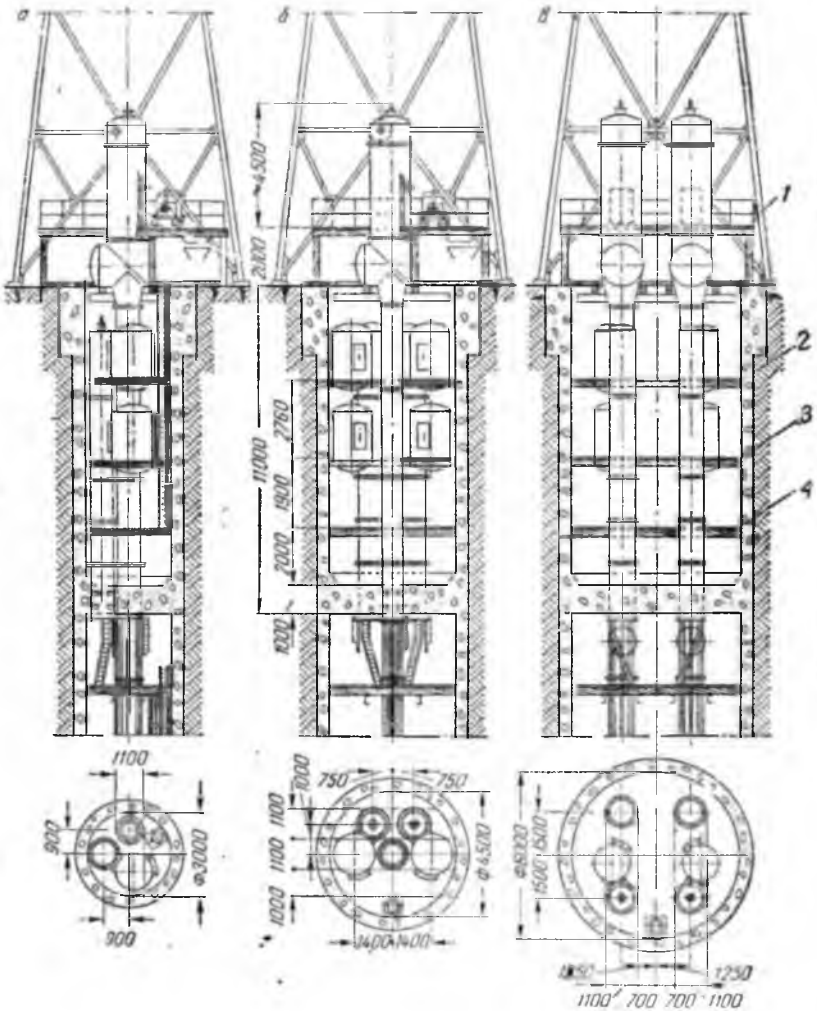


Рис. 150. Схемы расположения шлюзового оборудования:

а — для диаметра ствола 3 *м*; *б* — для диаметра ствола 4,5 *м*; *в* — для диаметра ствола 6 *м*; *1* — разгрузочная площадка; *2* — полок 1-го яруса; *3* — полок 2-го яруса; *4* — полок для насосов

Если для погружения опускной крепи было достаточно соблюдения условия $G > T$, то при проходке под сжатым воздухом необходимо, чтобы

$$G > T + P, \tag{60}$$

где G — вес кессона, $т$;
T — сопротивление трения;
P — давление сжатого воздуха на потолок рабочей камеры.

§ 69. ПРОХОДКА СТВОЛОВ С ЗАМОРАЖИВАНИЕМ ПОРОД

Этот метод заключается в искусственном замораживании воды в породах вокруг намечаемого места проходки ствола, в результате чего вокруг него образуется замкнутый ледогрунтовый цилиндр, после чего ствол проходят обычным способом.

Для замораживания пород вокруг ствола пробуривают скважины глубиной несколько больше намеченной глубины замораживания. Диаметр окружности, по которой располагаются эти скважины, определяют в зависимости от толщины замораживаемой стенки, которая должна обладать достаточной прочностью для сопротивления давлению плывунов с внешней стороны во весь период проходки. Для стволов круглого сечения эта толщина E определяется по формуле

$$E = R\left(\sqrt{\frac{[\sigma_{сж}]}{[\sigma_{сж}] - 2P}} - 1\right), \tag{61}$$

где R — радиус ствола в проходке, $м$;
$\sigma_{сж}$ — допускаемое напряжение пород на сжатие при температуре замораживания, $кг/см^2$;
P — давление пород на замороженную стенку, $кг/см^2$.

Диаметр окружности D_1, по которой располагаются скважины для замораживания, равен

$$D_1 = D + 0{,}6E, \tag{62}$$

где D — диаметр ствола в проходке, $м$;
E — толщина замороженной стенки, $м$;
0,6 — коэффициент, учитывающий более быстрое промораживание пород внутрь ствола.

Расстояние между отдельными скважинами обычно принимается равным 0,75—1,25 $м$.

Скважины для замораживания должны пробуриваться вертикально; отклонения от вертикального положения допускаются не более 0,5%.

В пробуренные и закрепленные в случае необходимости обсадными трубами скважины опускают два става труб (рис. 151),

из которых один входит в другой. Наружные трубы снизу закрыты, внутренние — открыты.

По внутренним трубам в скважину поступает охлаждающий раствор, поэтому их называют питающими. По кольцевому пространству между наружными и внутренними трубами раствор выходит из скважины, и в это время холод отдается окружающим породам. Наружные трубы называют замораживающими.

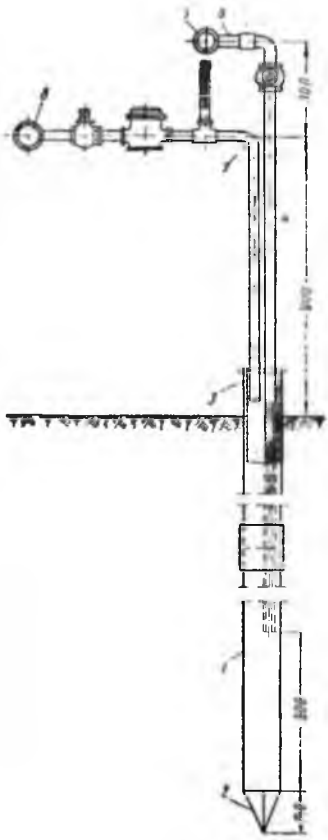


Рис. 151. Замораживающая колонка:

1 — замораживающая труба; *2* — ее башмак; *3* — головка замораживающей трубы; *4* — питающая труба; *5* — распределительное кольцо; *6* — трубопровод; *7* — отводящий трубопровод; *8* — коллектор

Диаметр (внутренний) питающих труб обычно берется 25—50 *мм*, а замораживающих — 100—114 *мм*. При таком соотношении достигается быстрое поступление охлаждающего раствора в скважину (вследствие чего он не успевает нагреться) и медленное поднятие его из скважины, что обеспечивает более полную передачу холода породам.

Для замораживания пород низкие температуры получают в холодильных установках путем превращения в пар жидкостей, имеющих низкую температуру испарения. Переход жидкости в пар, как известно, сопровождается отдачей окружающей средой большого количества тепла, необходимого для парообразования. В зависимости от давления, под которым находится испаряющаяся жидкость, в процессе испарения могут быть получены весьма низкие температуры, которыми и пользуются для охлаждения растворов, нагнетаемых в скважины.

В качестве жидкостей, понижающих температуру и называемых *хладагентами*, применяют жидкий аммиак и жидкую углекислоту.

Для обратного перевода холодных паров NH_3 или CO_2 в жидкое состояние их подвергают сжатию в компрессорах и отнимают при помощи охлаждающей воды полученное при этом хладагентом тепло. При заданной температуре охлаждающей воды переход хладагентов из газообразного в жидкое состояние

может происходить только при определенном давлении, соответствующем этой температуре.

Холодильная установка (рис. 152) представляет замкнутую цепь и состоит из компрессора, предназначенного для сжатия паров хладагента, конденсатора, в котором происходит переход хладагента в жидкость, регулирующего вентиля, позволяющего регулировать количество поступающего жидкого хладагента в испаритель, в котором жидкий хладагент испаряется с понижением температуры.

В настоящее время выпускают передвижные замораживающие станции, у которых все оборудование смонтировано в железнодорожных вагонах.

Непосредственное замораживание пород производится путем пропускания через замораживающие трубы сильно охлажденных жидкостей, называемых *переносчиками холода.*

В качестве последних применяют растворы хлористого магния $MgCl_2$ и хлористого кальция $CaCl_2$ с добавкой 5% алкоголя. Температура замерзания соответственно равна для первого 35° и для второго — 33,9°.

Понижение температуры переносчика холода происходит в испарителе, где он омывает змеевики (рис. 152), в которых происходит испарение хладагента.

Для проходки стволов шахт чаще применяют аммиачные холодильные установки, дающие понижение температуры хладагента до —25° и обеспечивающие замораживание пород до температуры от —12 до —18°, чего обычно бывает вполне достаточно.

Углекислотные холодильные установки, обеспечивающие понижение температуры хладагента до —50°, применяют при большой скорости подземных вод или при наличии в них растворов солей, имеющих низкую температуру замерзания, когда замораживание пород ведется до температуры —25°.

Замораживание пород вокруг отдельных скважин может быть параллельное и последовательное. В первом случае переносчик холода нагнетают одновременно во все скважины, во втором — последовательно, начиная от двух диаметрально противоположных скважин.

Последовательный способ замораживания является более совершенным.

Окончание замораживания, соответствующее замыканию замороженной стенки цилиндра и понижению температуры пород до заданного уровня, устанавливается, с одной стороны, расчетом количества отданного породам холода, исходя из количества протекшего рассола и разности температур переносчика холода, поступающего и выходящего из замораживающих скважин, а с другой — по контрольным скважинам.

После окончания замораживания приступают к проходке ствола, все время поддерживая породы в замерзшем состоянии Выемку пород ведут вручную и при помощи отбойных молотков.

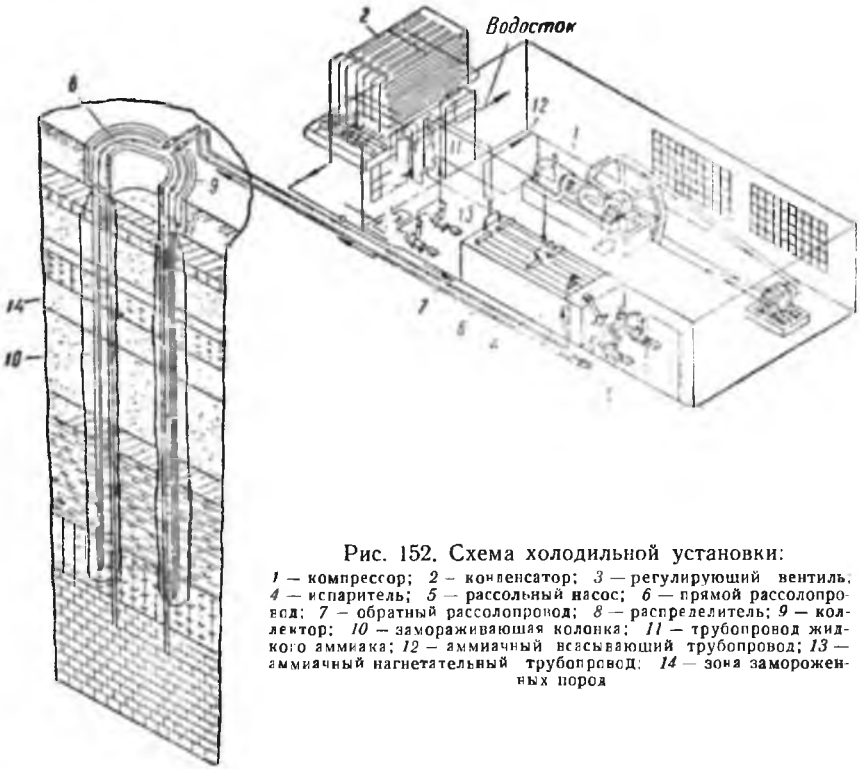


Рис. 152. Схема холодильной установки:
1 — компрессор; *2* — конденсатор; *3* — регулирующий вентиль; *4* — испаритель; *5* — рассольный насос; *6* — прямой рассолопровод; *7* — обратный рассолопровод; *8* — распределитель; *9* — коллектор; *10* — замораживающая колонка; *11* — трубопровод жидкого аммиака; *12* — аммиачный всасывающий трубопровод; *13* — аммиачный нагнетательный трубопровод; *14* — зона замороженных пород

При проходке стволов с замораживанием пород в большинстве случаев возводят постоянную крепь из железобетонных тюбингов.

Когда ствол пройден и закреплен постоянной крепью, производят искусственное оттаивание пород путем нагнетания в замораживающие скважины подогретого переносчика холода.

После окончания оттаивания пород замораживающие трубы извлекают, а скважины для замораживания ликвидируют путем заполнения их глинистым раствором, песком или бетоном.

§ 70. ХИМИЧЕСКОЕ УКРЕПЛЕНИЕ ПОРОД

Сущность химического укрепления несвязных пород заключается в том, что в породу нагнетают последовательно два

раствора различного химического состава, называемые раствором I и раствором II. В результате взаимодействия этих растворов выделяется гидрогель кремниевой кислоты в виде нерастворимого осадка, который заполняет поры в породе и после затвердения цементирует отдельные частицы последней.

Химическому укреплению особо хорошо поддаются породы, содержащие кварц, песок, гравий, а при мелкой трещиноватости — разрушенный гранит и песчаник. Плывуны, содержащие мелкие глинистые и илистые частицы, не отдающие воды, и мокрые глины плохо поддаются химическому укреплению.

При химическом укреплении грунтов в качестве раствора I применяют жидкое стекло — натровую соль кремниевой кислоты, а в качестве раствора II — хлористый кальций $CaCl_2$.

В настоящее время химическое укрепление пород при проходке горных выработок почти не применяют. Но к этому способу прибегают довольно часто для последующего уплотнения бетонной и кирпичной крепи, а также водонепроницаемых и газонепроницаемых перемычек.

§ 71. ИСКУССТВЕННОЕ ПОНИЖЕНИЕ УРОВНЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД

Искусственное понижение уровня подземных вод заключается в том, что вокруг намеченного для осушения места (в частности, вокруг будущего ствола) пробуривают ряд скважин, через которые при помощи специальных насосов из водоносных пород откачивают воду. В результате такой откачки в течение более или менее продолжительного периода вокруг осушаемого места образуется так называемая депрессионная воронка, внутри которой породы оказываются осушенными, и котлован или ствол шахты в этой зоне могут проходиться без опасения встретить большие притоки воды. Кроме того, в осушенной зоне уменьшается подвижность пород, что также значительно облегчает условия проходки.

Успешное понижение уровня подземных вод возможно лишь при благоприятных гидрогеологических условиях (однородность водоносного пласта, состоящего из среднезернистого, а лучше крупнозернистого песка или различных фракций гравия).

Неблагоприятными для водопонижения условиями являются чередующееся залегание водоносных и водоупорных пластов, мелкозернистость грунта, примесь глины или оторфованных растительных остатков.

При проходке шахтных стволов водопонижение широкого распространения не получило по той причине, что после понижения уровня подземных вод в большинстве случаев все же не исключается необходимость применения специальных методов

проходки стволов с применением забивной или опускной крепи.

Основные затруднения встречаются при проходке нижней части водоносного пласта, залегающей непосредственно над водоупорным пластом, которую на 1,5—2,5 *м* не удается осушить. Последнее обстоятельство зависит от ряда факторов, из кото

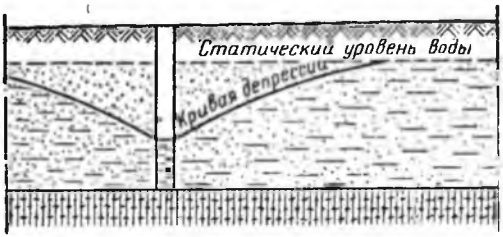


Рис. 153. Схема депрессионной воронки у водопонизительного колодца

рых основными являются характер осушаемых пород, расстояние между скважинами и то, что депрессионная кривая имеет подъем от скважины (рис. 153).

Для откачки воды из скважин применяют центробежные и винтовые глубинные насосы и эрлифты (см. § 61).

Глубинные насосы могут быть двух типов: насосы АТН с двигателями, находящимися на поверхности над скважиной, и насосы ПМНЛ и АП, двигатель которых вместе с ними погружается в воду. Более совершенным является второй тип насосов.

§ 72. ПРОХОДКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ С ТАМПОНИРОВАНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД

При пересечении горной выработкой сильно трещиноватых и водоносных пород наблюдаются значительные притоки воды в забой, затрудняющие, а иногда даже делающие невозможной проходку такой выработки. В таких случаях прибегают к заполнению трещин, пор и каналов, по которым поступает вода, через скважины раствором цемента или глины, выделяющих твердый осадок, или разогретым битумом.

Такой способ ограждения выработки от поступления в нее воды носит общее название — *тампонирование,* а в зависимости от нагнетаемого в скважины вещества приобретает название *цементации, глинизации или битумизации.*

Тампонирование дает хорошие результаты в крепких, но трещиноватых породах. Плывуны и губчатые породы (например, известковые туфы) вовсе не поддаются тампонированию. Если тампонирование производится до начала проведения горных выра-

ботоК, оно носит название *предварительного*; при применении же его для уплотнения крепи уже пройденной и закрепленной выработки — *последующего*.

При цементации скорость проникновения раствора в породы уменьшается по мере удаления от скважин, причем с уменьшением скорости из раствора начинает отлагаться цемент и заполнять собой трещины.

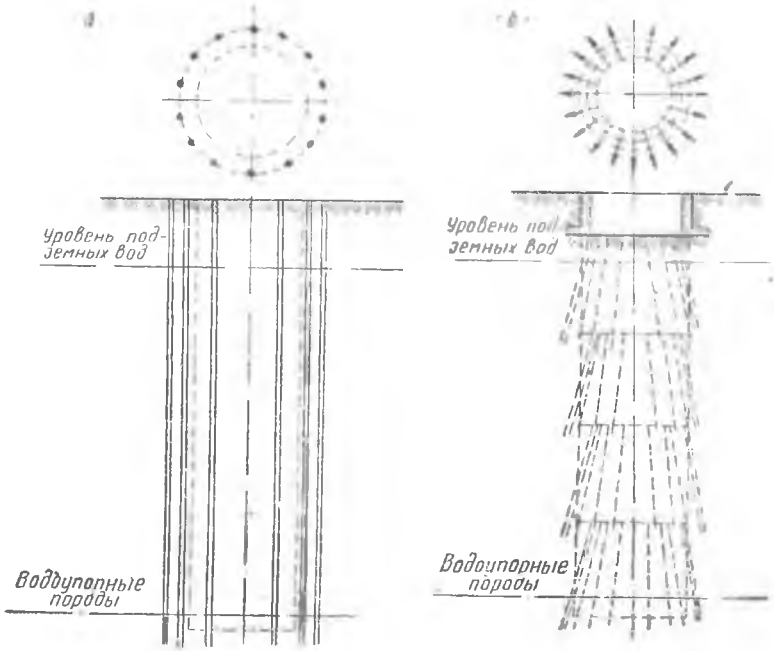


Рис. 154. Схема расположения цементационных скважин при проходке ствола шахты:
а — при бурении с поверхности; *б* — при бурении из забоя ствола

После схватывания цемента трещиноватая порода превращается в монолитную, и проходка ствола может производиться без опасения значительного притока воды.

Бурение скважин и нагнетание через них цементного раствора могут производиться с поверхности и из забоя ствола (рис. 154).

В первом случае скважины числом 8—12 и диаметром обычно 100 *мм* бурят при помощи специальных станков на всю глубину залегания трещиноватых пород.

Во втором случае число скважин бывает большим (16—30), а диаметр меньшим (50 *мм*); бурение производят тяжелыми бурильными машинами. При мощности трещиноватых пород до

10—12 *м* скважины бурят на всю глубину их залегания. При большей же мощности бурение производят отдельными заходками по 15—20 *м*.

При проходке вертикальных стволов чаще применяют бурение скважин из забоя.

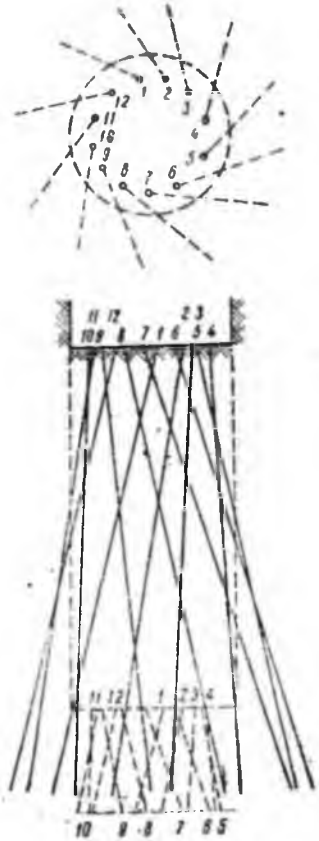


Рис. 155. Схема расположения цементационных скважин при их бурении из забоя ствола:
1, 2, 3, ... — порядковый номер скважины

Для предотвращения вытекания цементного раствора, нагнетаемого в скважины, через стенки и забой ствол должен быть закреплен плотной крепью, а забой защищен бетонной подушкой или плотным, ранее зацементированным целиком породы.

Для придания цементационным скважинам заданного направления, а также для нагнетания в них цементного раствора и в случае необходимости для перекрытия воды, встреченной скважиной, в бетонной подушке при ее укладке заделывают *направляющие трубки*. При отсутствии бетонной подушки направляющие трубки вставляют в специально пробуренные скважины, и пространство между ними и стенками скважин заливают цементным раствором. Направляющие трубки устанавливают таким образом, чтобы их устья для удобства бурения отстояли на 1 *м* от стенки ствола.

Скважинам сообщается двойной уклон (рис. 155): тангенциальный — для лучшего пересечения трещин и радиальный — для охвата цементацией большей площади вокруг ствола.

Для приготовления цементного раствора и нагнетания его в скважины на поверхности монтируют специальные установки, состоящие из растворомешалки, резервуара для готового раствора и специальных цементационных насосов производительностью 100—500 *л/мин* и на давление до 100 *ат* и выше.

Перед началом цементации скважины промывают водой. Затем нагнетается 5—10%-ный цементный раствор с постепенным увеличением содержания цемента. При крупных трещинах нагнетается густой раствор (60—65%-ный).

Расход цемента при тампонировании зависит от величины и количества трещин и пустот. При нормальной трещиноватости он колеблется в пределах от 2 до 15 *т* на 1 *м*. При наличии же больших пустот расход цемента может достигать весьма больших величин. Например, при проходке ствола шахты № 1 «Капитальная» в Кизеловском районе на Урале в карстовых известняках расход цемента достигал 100 *т* на 1 *м*.

Глинизация имеет много общего с цементацией и отличается от нее в основном составом нагнетаемого раствора, в котором цемент заменен глиной. Глина должна быть жирной с содержанием очень мелких частиц.

Для лучшего осаждения и уплотнения глины в трещинах к глинистому раствору добавляют до 16% хлористого кальция ($CaCl_2$).

Глинизация требует меньших затрат, чем цементация, так как глина является местным материалом и, кроме того, при ее применении износ насосов меньше.

Глинизация может успешно применяться для заполнения пустот, образующихся за стенками опускной и забивной крепи при прорыве или выносе подвижных пород.

Битумизация заключается в том, что в скважины нагнетают расплавленный битум, который заполняет и при остывании закупоривает трещины. Чтобы битум преждевременно не затвердел в трубах и скважинах, производится его электронагрев. Нагревание битума выше 200—220° не рекомендуется, так как при 230° он вспыхивает.

Битумизация при проходке стволов получает распространение при наличии значительных пустот, заполненных водой, движущейся с большой скоростью.

§ 73. БУРЕНИЕ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Бурение шахтных стволов является наиболее прогрессивным способом проходки стволов, поскольку при этом полностью механизируются и могут быть автоматизированы все проходческие процессы и исключается необходимость присутствия людей в забое.

На рис 156 представлена буровая установка УЗТМ (У — Уральский, З — завод, Т — тяжелого, М — машиностроения), предназначенная для бурения стволов диаметром вчерне 6,2 и 7,5 *м* на глубину до 500 *м* в породах средней крепости. Средняя скорость бурения 100 *м/мес*. Ствол бурят в две фазы: сначала долотом (рис. 157, *а*) на полную глубину ствола пробуривают скважину диаметром 1,2 *м*, а затем расширителем (рис. 157, *б*) с ину расширяют на полный диаметр ствола. Разрушение

породы в процессе бурения и расширения скважины производится *шарошками.*

Вращение долота и расширителя осуществляется буровой колонной при помощи квадратной штанги и ротора, расположен



Рис. 156. Общий вид буровой установки УЗТМ

ного на поверхности и имеющего электропривод мощностью 350 *квт.* Спуск и подъем буровой колонны производится лебедкой с электроприводом 175 *квт.*

Началу бурения предшествует проходка и крепление обычным способом устья ствола.

Во время бурения передовая скважина и ствол заполняются глинистым раствором, который, с одной стороны, создавая

противодавление изнутри ствола, заменяет временную крепь, а с другой, омывая зубья шарошек и забой, — выносит при помощи эрлифта разбуренную породу на поверхность.

К возведению постоянной тюбинговой крепи приступают после расширения ствола до полного диаметра на всю глубину ствола. Существует два способа ее возведения:

1) погружение постепенно наращиваемого стакана из тюбинговых колец с днищем и

2) погружение секции крепи из тюбинговых колец высотой 15 *м*, без днища на специальном прицепном устройстве.

В обоих случаях крепь опускают в ствол, до поверхности заполненный глинистым раствором. При креплении опускным стаканом тампонаж затюбингового пространства производят после того, как днище крепи опустится на забой. Тампонажный раствор подают по специальным трубам, которые по мере заполнения затюбингового пространства поднимают.

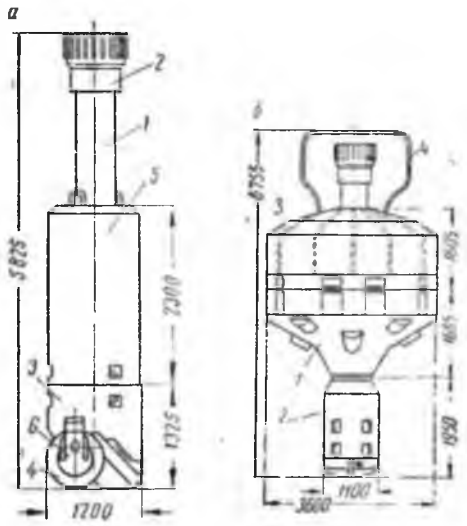


Рис. 157. Оборудование для непосредственного бурения ствола:

а — долото: *1* — труба; *2* — муфта; *3* — державки; *4* — шарошки; *5* — утяжелитель; *б* — лапы для крепления шарошек; *б* — расширитель буровой установки УЗМТ: *1* — стальная чаша; *2* — породоприемная корзина; *3* — корпус расширителя; *4* — ловильная скоба

При креплении секциями тампонаж пространства за крепью производят по мере возведения крепи. Тампонажный раствор подается по буровой колонне и резиновым шлангам.

На рис. 158 представлена буровая установка УКБ-3,6, предназначенная для колонкового бурения стволов диаметром 3,6 *м* по породам крепким и средней крепости со скоростью 80 *м/мес.*

Рабочим инструментом в этом случае является полый цилиндр, внизу которого смонтированы шарошки для выбуривания кольцевой вертикальной щели. При работе УКБ-3,6 выбуривается не более 30% всей породы, а остальная часть ее извлекается в виде керна высотой 5 *м* и весом около 100 *т*.

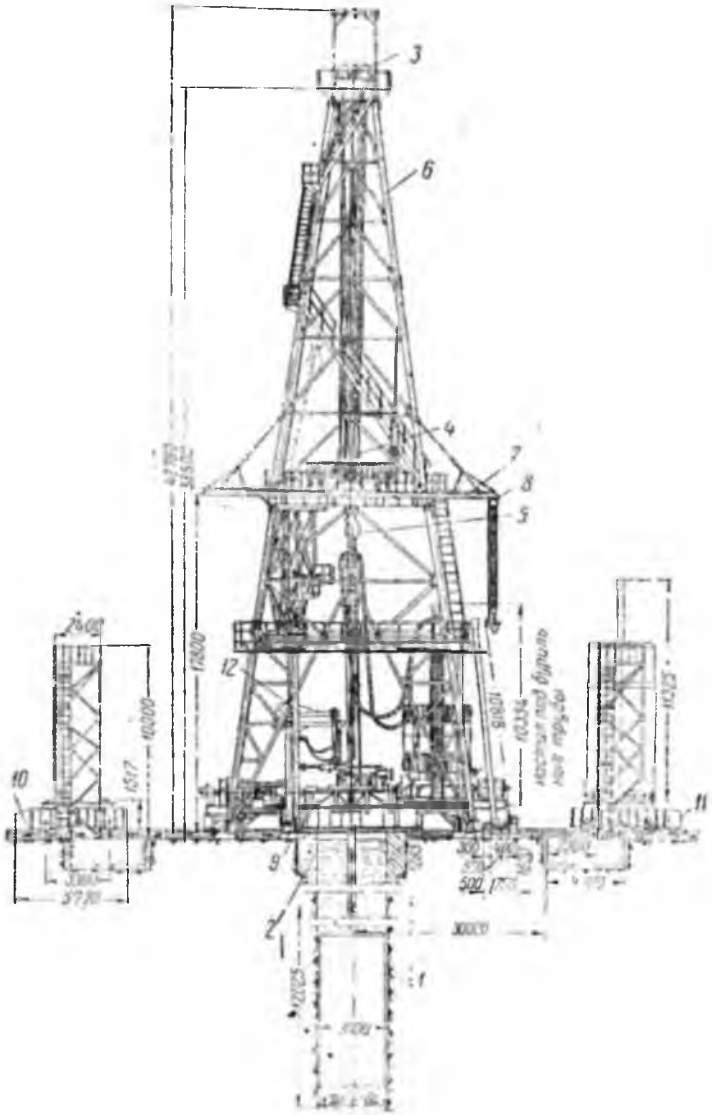


Рис. 158. Общий вид буровой установки УКБ-3,6:

1 — колонковый бур; *2* — буровая колонна; *3*, *4* и *5* — талевая система, состоящая из 7 роликового кронблока, 6-роликового талевого блока и трехрогого крюка; *6* — буровая вышка; *7* — монорельс; *8* — тельфер; *9* — раздвижные платформы *10*, *11* — платформы для транспортировки колонковых буров; *12* — приспособление для развинчивания труб буровой колонны

Для отрыва керна от забоя его перед подъемом подрезают при крепких породах специальными рычагами с шарошками, а при более слабых — канатами с резцами.

Подъем керна на поверхность осуществляется на этих подрезных устройствах. Для выгрузки керна под поднятый над устьем ствола керн подкатывают керновую тележку, на которой он транспортируется в отвал. Для удержания керна тележка снабжена выдвижными вертикальными балками.

Во время бурения и крепления ствол на всю глубину заполняется глинистым раствором, поступающим по буровой колонне.

Разбуренная порода поднимается с забоя потоком глинистого раствора по щели между буром и боками ствола. Вследствие значительного снижения скорости потока раствора выше бура тяжелые частицы породы выпадают из него и оседают в отстойник, находящийся в верхней части бура. Отстойник очищают от породы после подъема бура на поверхность.

Ствол после окончания бурения крепят железобетонными кольцами с толщиной стенки 150 *мм*, собранными в секции высотой 7,5 *м*. После окончания установки секций крепи производят тампонаж закрепленного пространства и одновременно с этим откачку глинистого раствора.

Для бурения по крепким породам стволов и скважин диаметром вчерне до 2,3 *м* и глубиной до 400 *м* Укргипрошахт спроектировал буровую установку ТМ-2,3.

Основные части ее — режущий орган, приводная часть и стабилизатор.

В качестве режущего органа служит полый цилиндр, в нижней части которого расположены 40 резцов, армированных твердым сплавом. В работе одновременно находится 8 резцов, за каждым из которых находится 4 запасных резца. Затупившийся резец автоматически убирается в коронку, а следующий за ним резец вступает в работу.

Приводная часть, состоящая из электродвигателя мощностью 130 *квт* и редуктора, расположена над режущим органом. Электродвигатель заключен в воздушный колокол, что обеспечивает его работу под водой.

Для промывки забоя глинистым раствором служит насос, турбинка которого насажена на вал редуктора. Стабилизатор расположен в верхней части установки и служит для закрепления ее в стволе за счет распора клинового устройства, управление которым осуществляется с поверхности при помощи каната. Выбуренная порода удаляется так же, как и при установке

УКБ-3,6. Подрезку и подъем керна производят после пробуривания на 3,3 *м*.

В отличие от рассмотренных выше, в установке ТМ-2,3 отсутствует буровая колонна и ротор.

Ясиноватский машиностроительный завод в 1956 г. изготовил реактивно-турбинную буровую установку (РТБ) для бурения скважин диаметром вчерне 2,05 *м*.

Турбобур представляет собой многоступенчатую турбину, преобразующую энергию потока глинистого раствора, поступающего через турбобур, в механическую работу по разрушению породы в забое при помощи шарошечных долот.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Назовите специальные способы проходки вертикальных шахтных стволов и условия, в которых они применяются.
2. Опишите типы и способы применения забивной крепи.
3. Что такое опускная крепь?
4. Опишите оборудование и способ проходки вертикальных стволов под сжатым воздухом.
5. Как осуществляется проходка вертикальных шахтных стволов с замораживанием пород, и какое оборудование при этом применяется?
6. Как осуществляется химическое укрепление пород?
7. Что такое искусственное понижение уровня грунтовых вод, и как оно осуществляется?
8. Что такое тампонирование пород, какие способы тампонирования существуют, и как они осуществляются?
9. Какими способами бурят шахтные стволы, и чем они друг от друга отличаются?

Глава VIII

УГЛУБКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

§ 74. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

По мере разработки месторождений полезных ископаемых стволы шахт периодически приходится углублять, причем работы, связанные с углубкой, должны быть организованы так, чтобы они не вызывали снижения добычи полезного ископаемого.

Действующие стволы можно углублять одним из следующих способов (рис. 159).

I. *Углубка сверху вниз:*

1) с оставлением в стволе под зумпфом предохранительного целика — породной пробки (рис. 159, *а*);

2) с устройством в стволе предохранительного полка (рис. 159, *б*);

3) через вспомогательный слепой ствол или уклон с углубочного горизонта (рис. 159, *в*).

II. *Углубка снизу вверх:*

1) неполным сечением с последующим расширением его сверху вниз до полного проектного сечения ствола (рис. 160, *а*);

2) полным сечением с установкой временной крепи и магазинированием отбитой породы, с последующим возведением постоянной крепи сверху вниз (рис. 160, *б*);

3) полным сечением с возведением постоянной крепи вслед за подвиганием забоя (рис. 160, *в*).

III. *Углубка одновременно сверху вниз и снизу вверх.*

Углубка снизу вверх возможна только в том случае, когда на новый горизонт будет проведена какая-либо вертикальная или наклонная выработка, а от нее под будущий ствол — горизонтальная выработка. Например, один из стволов проходится сверху вниз, а другой — снизу вверх; или на новый горизонт проводится гезенк сверху вниз, а углубляемый ствол — снизу вверх; или на новый горизонт сверху вниз проводится по одному из пластов уклон, а углубляемый ствол проходится снизу вверх.

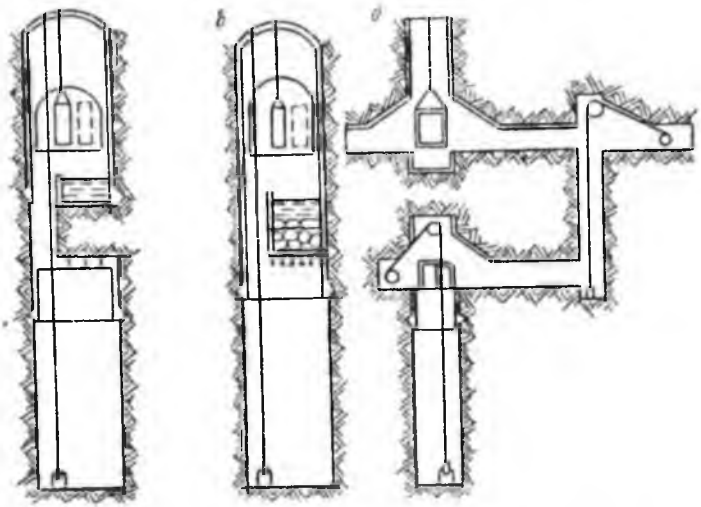


Рис. 159. Схема углубки стволов сверху вниз

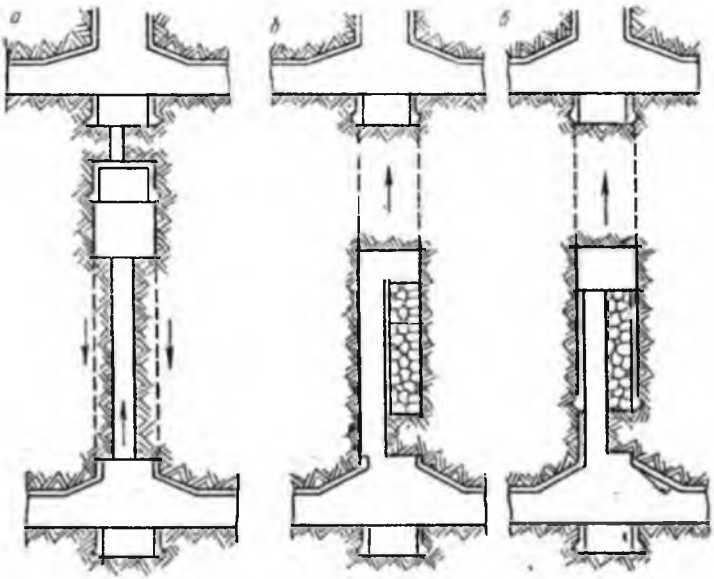


Рис. 160. Схемы углубки стволов снизу вверх

Иногда для ускорения проходки новых стволов, при наличии хотя бы одного уже пройденного, одновременно проходят ствол с поверхности и углубляют его с промежуточного горизонта.

Углубку стволов снизу вверх применяют при породах достаточно устойчивых и отсутствии значительных притоков воды.

Глубина углубки более 120—140 *м* затрудняет применение углубки снизу вверх вследствие утомляемости рабочих при передвижении по лестницам и осложнения подъема в забой материалов и инструментов.

Углубка снизу вверх неприменима при наличии пластов, опасных по газу или пыли, и при породах крепких, но трещиноватых и водообильных, а также при породах слабых и склонных к обрушению.

§ 75. УГЛУБКА СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ

Первые два способа углубки сверху вниз различаются только способом защиты углубляемой части ствола от действующей: в одном случае оставляют целик породы, в другом — устраивают полок. Оба эти способа можно применять, если в стволе имеется специальное углубочное отделение либо лестничное отделение, которое на период углубки на участке, прилегающем к околоствольному двору, можно занять для размещения проходческого оборудования. Кроме того, в околоствольном дворе действующего горизонта должно быть достаточно места для установки подъемной лебедки, устройства для разгрузки бадей, хранения материалов.

Предохранительный целик или полок служит для защиты рабочих, работающих в забое углубки, от падения подъемных сосудов в случае обрыва каната, а также от случайного падения в ствол различных предметов.

Целик породы высотой 5—6 *м* оставляют при наличии пород крепких и нетрещиноватых. В остальных же случаях вместо него устраивают полок.

На рис. 161 представлена схема углубки ствола сверху вниз. Углубочное отделение устраивают под лестничным отделением, которое на протяжении 15—20 *м* выше околоствольного двора убирается, сверху отгораживается полком, а от подъемного отделения — перегородкой из досок. От зумпфа углубочное отделение отделяется железобетонной стенкой. Подъемную машину устанавливают в околоствольном дворе или чаще в специальной камере, устраиваемой сбоку его. В этой же камере устанавливают лебедки для направляющих канатов. Для пропуска подъемного и направляющих канатов из камеры в ствол проводят наклонный ходок.

Приемную площадку для разгрузки бадей устраивают на высоте 2,5—3 *м* над уровнем околоствольного двора. Порода грузится в шахтные вагонетки и выдается на поверхность вспомогательным подъемом, обслуживающим эксплуатационные работы

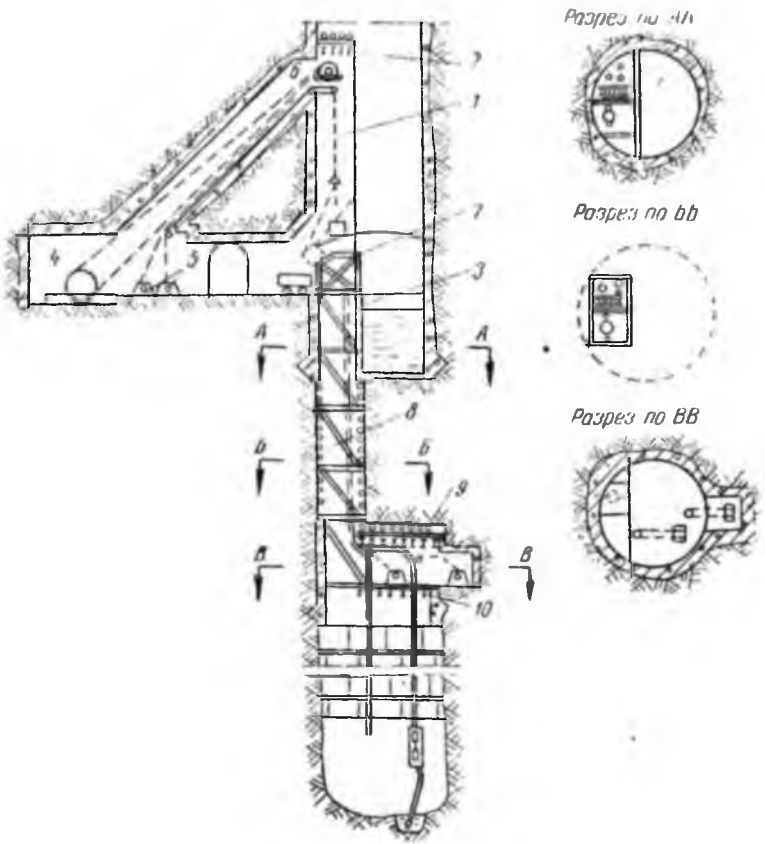


Рис. 161. Схема углубки ствола сверху вниз с оставлением целика:
1 — углубочное отделение; *2* — защитный полок; *3* — железобетонная стенка; *4* — камера подъемной машины; *5* — лебедки направляющих канатов; *6* — наклонный ходок для выхода в ствол канатов; *7* — приемная площадка; *8* — гезенк; *9* — крепь под целиком; *10* — полок для установки лебедок

В пределах целика, оставляемого под зумпфом, проводят гезенк, который крепят венцовой крепью. Служит он для прохода бадьи, пропуска труб и устройства лестничного отделения. Целик, оставляемый под зумпфом, снизу крепят двутавровыми балками и уложенными на них в несколько рядов бревнами. На 3—4 *м* ниже этой крепи устраивают полок для установки лебедок, необходимых для подвески проходческого оборудования.

Организация работ по отдельным процессам во время углубки та же, что и при проходке стволов.

После окончания углубки и армировки ствола целик, оставленный под зумпфом, вынимают.

Организация работ при углубке ствола с устройством полка аналогична описанной.

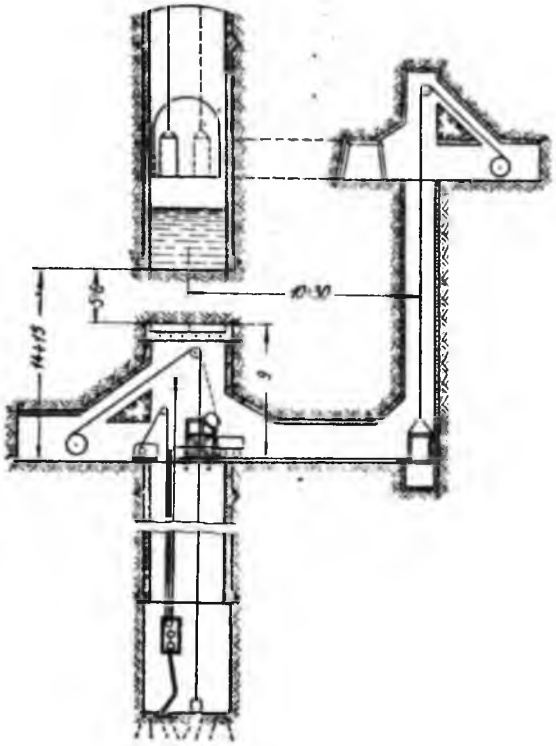


Рис. 162. Схема углубки ствола сверху вниз через гезенк

Углубку ствола сверху вниз через гезенк (слепой ствол) (рис. 162) применяют в тех случаях, когда в стволе нет свободного места для размещения проходческого оборудования или когда в околоствольном дворе по каким-либо причинам нельзя устроить приемную площадку и установить подъемную машину.

В этом случае в районе околоствольного двора, в стороне от основных откаточных выработок, проводят сверху вниз слепой ствол (гезенк) небольшого сечения.

Слепой ствол проводят также несколько выше околоствольного двора снизу вверх для установки направляющих шкивов.

Глубина ствола определяется удобством размещения подъемных устройств для углубки и, кроме того, с расчетом обеспечения оставления под зумпфом целика породы достаточных размеров. Обычно для этого бывает достаточна глубина 20—25 *м*. От слепого ствола проводят горизонтальную выработку, которую на месте будущего ствола расширяют до его сечения. Затем проходят ствол снизу вверх полным сечением на высоту, необходимую для устройства подшкивной площадки. Подъемную машину устанавливают в специальной камере, из которой в ствол проводят наклонный ходок для подъемных канатов. На уровне горизонтальной выработки ствол перекрывают основным полком, а на высоте 2,5—3 *м* от него устраивают верхнюю приемную площадку для разгрузки бадей.

Лебедки для подвешивания проходческого оборудования устанавливают на специальных полках, которые могут устраиваться как выше приемной площадки, так и ниже ее.

Организация работ при углубке данным способом та же, что и при обычном способе проходки с поверхности. Порода из бадей разгружается в вагонетки и откатывается к гезенку, по которому поднимается на горизонт околоствольного двора и далее уже в клетях выдается на поверхность.

Углубка ствола через слепой ствол — более дорогой способ по сравнению с предыдущими вследствие необходимости проведения ряда вспомогательных горных выработок и установки двух подъемных машин, что увеличивает первоначальные капиталовложения. Кроме того, увеличиваются штаты в период непосредственной углубки за счет обслуживания двух подъемных установок, транспорта между углубляемым и слепым стволами и пр. Однако этот способ имеет преимущества вследствие освобождения околоствольного двора углубляемого ствола от оборудования и устройств для углубки.

§ 76 УГЛУБКА СТВОЛОВ СНИЗУ ВВЕРХ

Углубка ствола шахты снизу вверх неполным сечением с последующим расширением заключается в том, что в пределах проектного контура ствола сначала проходят снизу вверх гезенк (рис. 163) прямоугольного сечения, закрепляемый деревянной венцовой крепью. Проходка его останавливается на таком расстоянии от зумпфа, которое обеспечивает оставление предохранительного целика достаточных размеров. После этого гезенк расширяют сверху вниз до полного сечения ствола, и дальше эти работы продолжают сверху вниз (рис. 164).

В проходимом снизу вверх неполным сечением гезенке устраивают три отделения (рис. 163): подъемное (бадьевое) — для

подъема лесоматериалов и инструментов, породное — для спуска породы и лестничное — для передвижения людей. Породное отделение гезенка остается все время заполненным породой, которая выпускается лишь в количестве, обеспечивающем размещение породы от вновь взрываемых шпуров.

Порода через люк грузится в вагонетки, в которых и выдается на поверхность.

Проходку гезенка начинают после того, как точно определен

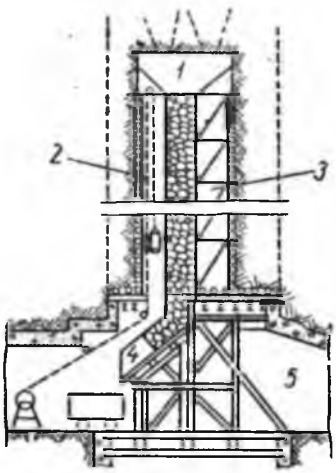


Рис. 163. Проходка гезенка снизу вверх:

1 — породное отделение; *2* — бадьевое отделение; *3* — лестничное отделение; *4* — люк для погрузки породы; *5* — околоствольный двор

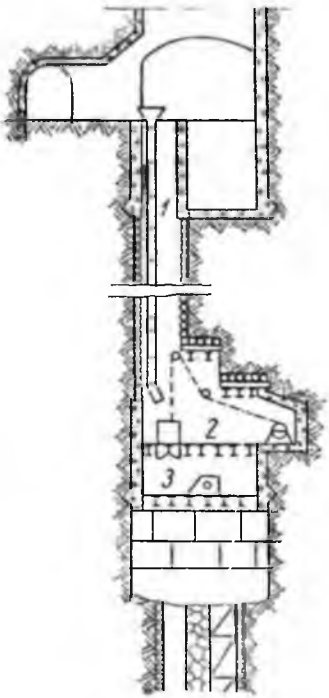


Рис. 164. Расширение углубляемого ствола сверху вниз:

1 — гезенк; *2* — полок для приемки материалов; *3* — полок для установки лебедок

маркшейдерскими работами и закреплен центр будущего ствола и завершена проходка околоствольного двора.

Шпуры при проходке гезенка бурят снизу вверх с полка, устраиваемого на расстоянии 1,5—1,8 *м* от забоя, бурильными машинами телескопного типа. Глубину шпуров в этом случае принимают сравнительно небольшой — 1,4—1,8 *м*.

Перед взрыванием зарядов все оборудование из забоя убирают, а лестничное и подъемное отделения перекрывают накатником с целью направления всей отрываемой взрывом породы в породное отделение.

Забой после взрыва зарядов проветривают путем нагнетания воздуха по трубам при помощи вентилятора.

Крепь гезенка возводят после каждого взрыва зарядов; одновременно с этим оборудуют и лестничное отделение.

Для подъема материала в околоствольном дворе нового горизонта устанавливают подъемную лебедку, а возле забоя укрепляют шкив, через который перебрасывается канат.

После проходки гезенка на всю высоту и расширения его на полное сечение на протяжении нескольких метров через оставленный под зумпфом целик породы проходят гезенк небольшого сечения, а в расширенной части ствола устанавливают полок для приемки материала постоянной крепи и полок для установки лебедок и другого оборудования.

Расширение ствола до полного сечения производят сверху вниз при помощи взрывных работ звеньями по 10—20 *м* с установкой временной крепи. Постоянную крепь в каждом звене возводят снизу вверх, как при проходке стволов.

Преимущество способа углубки ствола снизу вверх малым сечением с последующим расширением — возможность применения его при породах средней крепости, а также и то, что в случае искривления гезенка или неточного определения центра ствола ошибки могут быть исправлены в период расширения.

Углубка ствола снизу вверх полным сечением может производиться с применением временной крепи и с возведением постоянной крепи сверху вниз, после углубки ствола на всю глубину, или с возведением постоянной крепи снизу вверх непосредственно вслед за углубкой.

И в том и в другом случае пройденная часть ствола по сечению делится на две неравные части. Большая часть служит для магазинирования породы, а в меньшей, отшиваемой от первой досками, устраивают три отделения: породное, подъемное и лестничное.

Углубка стволов снизу вверх полным сечением требует более точных маркшейдерских работ для определения центра ствола на новом горизонте и может применяться только при породах достаточно устойчивых.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое углубка действующих вертикальных шахтных стволов, и как она осуществляется?
2. Опишите способы углубки вертикальных стволов сверху вниз.
3. Опишите способы углубки вертикальных стволов снизу вверх.

Глава IX

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

§ 77. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЙ ДВОР И ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ КАМЕРЫ

При вскрытии только одного пологого пласта околоствольный двор устраивают обычно в месте пересечения ствола с пластом и располагают по простиранию пород (рис. 165, *а*).

При вскрытии свиты пластов или рудных жил околоствольный двор чаще располагают вкрест простирания пород

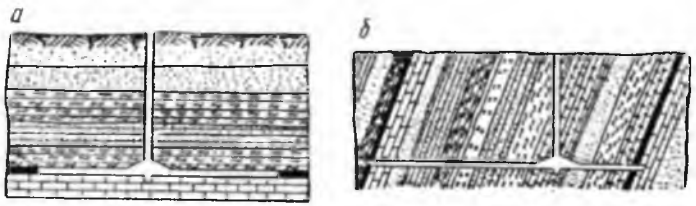


Рис. 165. Расположение околоствольного двора:
а — по простиранию, *б* — вкрест простирания

(рис. 165, *б*). В первом случае выработки его переходят в штрек, а во втором — в квершлаг.

При недостаточно устойчивых породах выработки околоствольного двора и околоствольные камеры стремятся располагать вкрест простирания пород.

Следует отметить, что на выбор схемы околоствольного двора (по простиранию или вкрест простирания) большое влияние оказывает расположение железнодорожных путей на поверхности и схема транспортировки полезного ископаемого от ствола к погрузочным бункерам. На выбор схемы околоствольного двора известное влияние оказывает также способ последующей углубки ствола. В каждом отдельном случае проектирования околоствольного двора эти вопросы должны специально анализироваться.

На рис. 29 представлена одна из типовых схем околоствольного двора при выдаче породы в клетях, а на рис. 166 — в скипах.

Вторая схема может быть применена также при размещении в стволе двух двухскиповых подъемов для выдачи полезного ископаемого.

Как уже указывалось выше, при клетевом подъеме ширина околоствольного двора в месте примыкания к стволу равна ширине последнего, а высота должна быть такой, чтобы обеспечивался свободный проход длинных предметов (рельсы, балки), спускаемых обычно подвешенными под полом клети. По мере удаления от ствола шахты ширина и высота выработок околоствольного двора уменьшаются до размеров той выработки, с которой они соединяются. Обычно высота околоствольного двора в месте сопряжения со стволом при прямоугольном его сечении бывает равной 3—3,5 *м*, а при круглом — 3,5—4 *м* и более.

При скиповом подъеме ствол сопрягается с бункером, в который разгружаются вагонетки и из которого загружаются скипы.

Производство работ по устройству *сопряжения ствола с околоствольным двором* носит название *рассечки околоствольного двора.*

Способ рассечки околоствольного двора зависит от характера пород в месте сопряжения и подъемного оборудования на период эксплуатации. На рис. 167 представлена рассечка околоствольного двора при круглом стволе, закрепленном бетоном, породах средней устойчивости и оборудовании ствола клетевым подъемом.

Основной венец перед околоствольным двором возводят на 10—12 *м* выше сопряжения, и остальную часть ствола до уровня отметки околоствольного двора проходят с временной крепью.

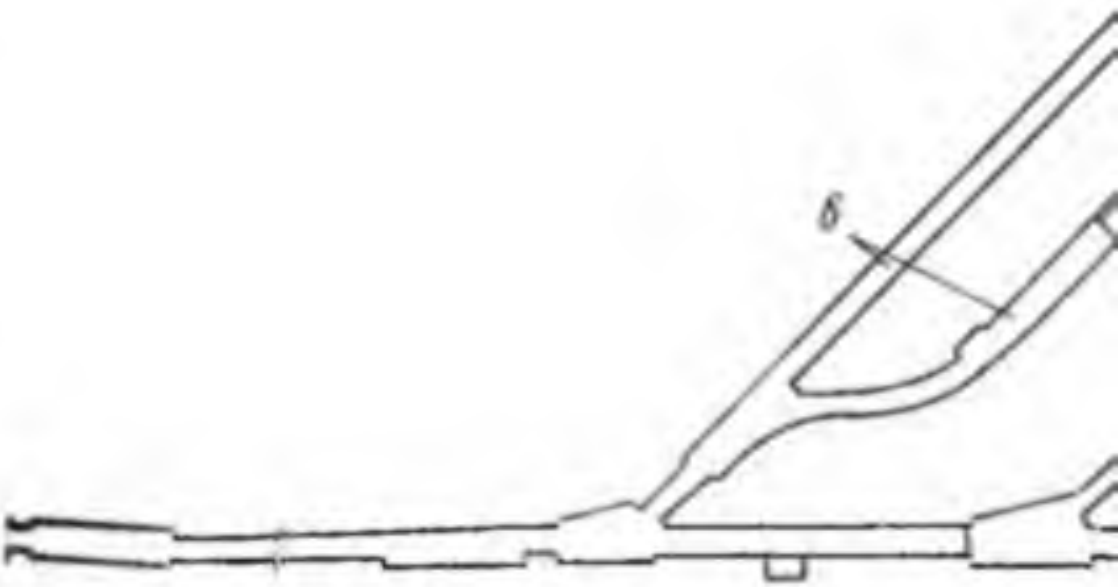
При подходе забоя ствола к месту сопряжения ствол расширяют в сторону ветвей околоствольного двора на 1 *м* (рис. 167, *а*). Расширенную часть крепят временной металлической крепью.

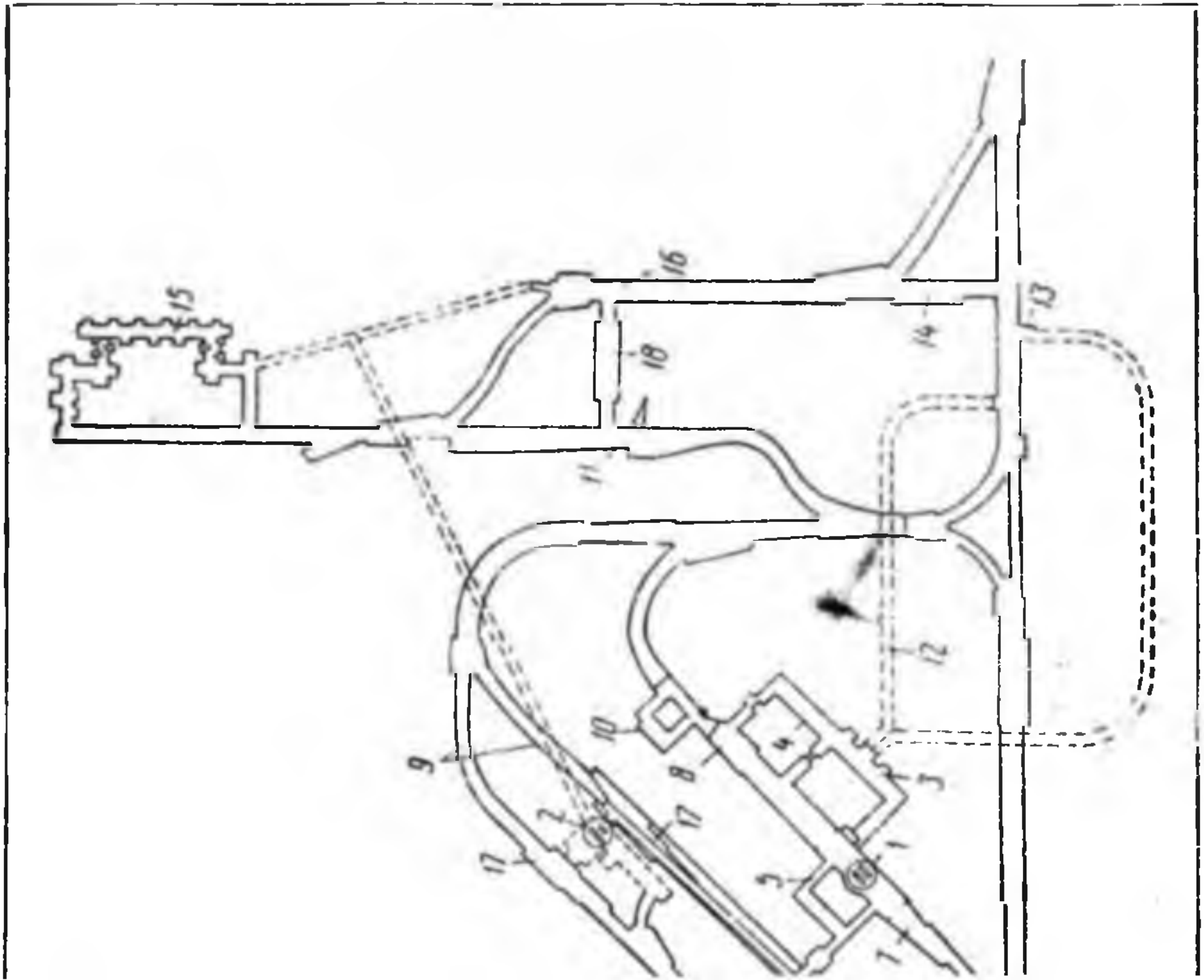
После достижения забоем ствола отметки околоствольного двора проходку приостанавливают и на пройденном участке возводят постоянную крепь из монолитного бетона. Одновременно со стволом крепят и пройденную часть сопряжения, что обеспечивает монолитность крепи в месте непосредственного сопряжения выработок.

После этого приступают к проходке ветвей околоствольного двора с разделением забоя на два слоя. Первым вынимают нижний слой и устанавливают временную крепь (рис. 167, *б*). Затем вынимают верхний слой, но породу не убирают, а на ней

Рис. 166. Схема двустороннего кругового околоствольного двора:

1 - клетевой ствол; *2* — скиповой ствол; *3* — насосная камера; *4* — электроподстанция; *5* — камера ожидания; *6* — грузовые ветви скипового ствола (правая — породная, левая - угольная); *7* — грузовая ветвь клетевого ствола; *8* — порожняковая ветвь клетевого ствола; *9* — порожняковая ветвь скипового ствола; *10* — медпункт; *11* — депо противопожарное; *12* — водосборники; *13* - камера лебедки для чистки водосборника; *14* — подземная механическая мастерская; *15* — склад ВМ; *16* — гараж электровозов; *17* — камера опрокидывателя; *18* — выпрямительная подстанция гаража электровозов




16
15
13
18
14
11
12
10
9
8
3
17
1
2
7

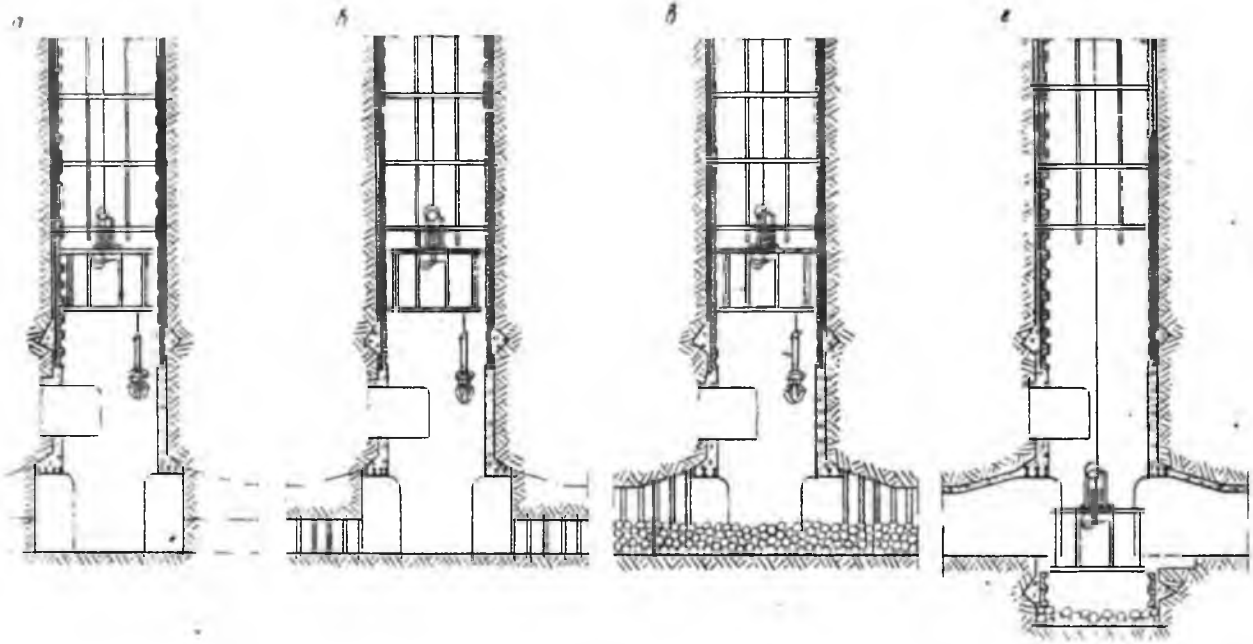


Рис. 167. Схема последовательных стадий проходки и крепления сопряжения клетевого ствола с околоствольным двором

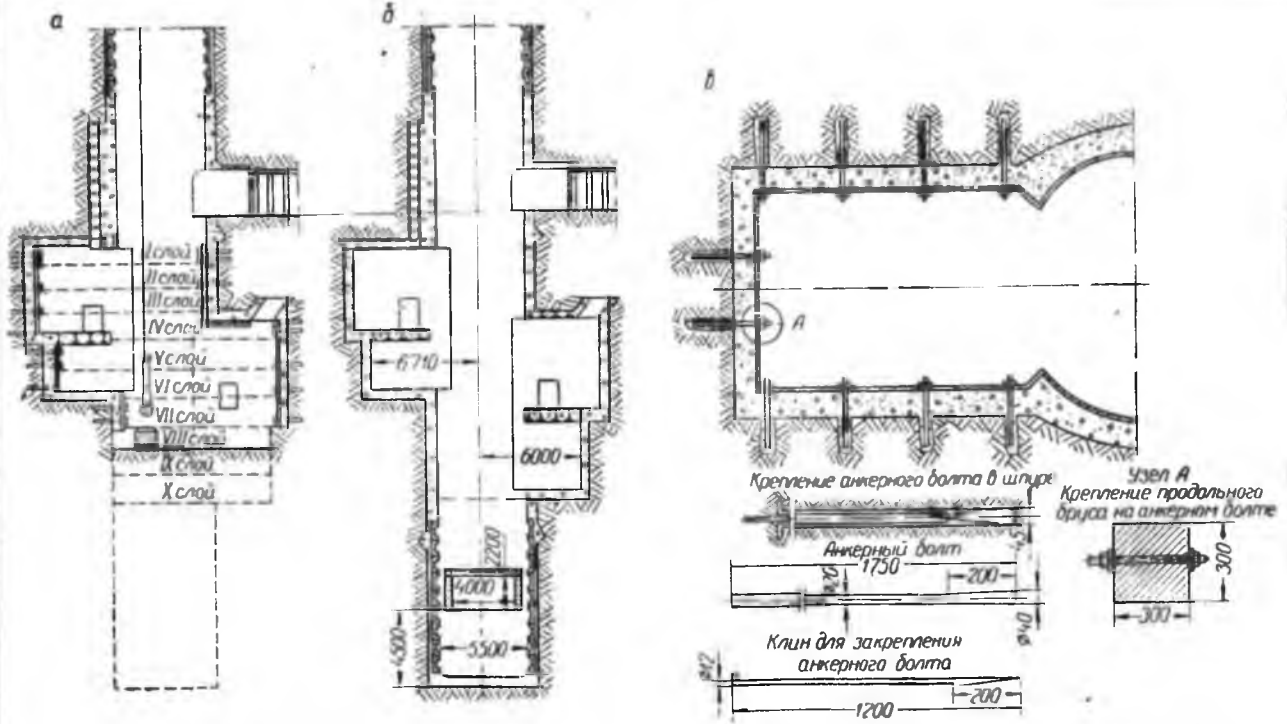


Рис. 168. Схема одновременной проходки и крепления скипового ствола и камер загрузочных устройств:
а — схема проходки и крепления; *б* — общий вид готового ствола и камер; *в* — укрепление опалубки анкерами при возведении крепи камер

устанавливают временную крепь этого слоя (рис. 167, *в*). Когда таким образом сопряжение будет пройдено на заданную длину, приступают к уборке породы верхнего слоя и возведению постоянной крепи сопряжения. После этого проходят и крепят зумпф (рис. 167, *г*).

При рассечке околоствольного двора в месте пересечения с пластом угля работы ведут аналогично, с той лишь разницей, что сначала вынимают уголь.

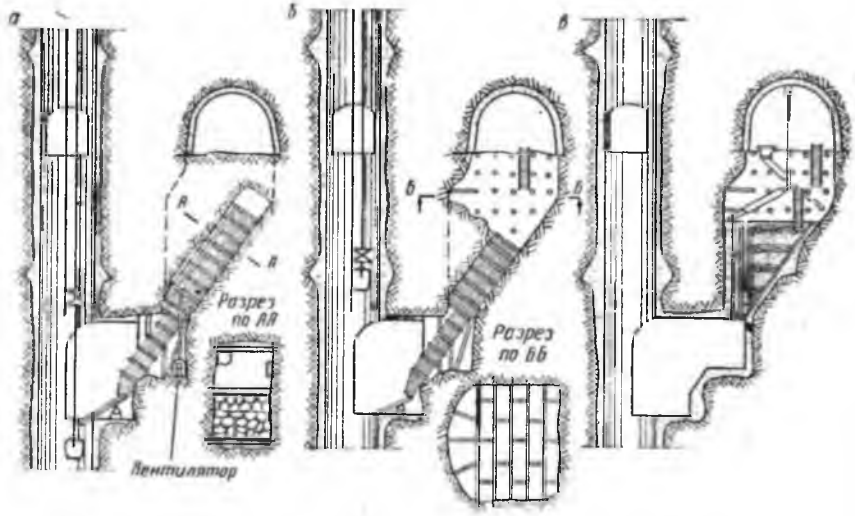


Рис. 169. Схема проходки загрузочного устройства

Скиповой бункер может непосредственно примыкать к стволу (рис. 168) или отделяться от него целиком породы (рис. 169).

В первом случае загрузочную камеру проходят одновременно с прилегающим участком ствола горизонтальными слоями (рис. 168) в направлении сверху вниз. Постоянную крепь по мере проходки возводят в том же порядке одновременно с крепью ствола.

Во втором случае (рис. 169) проходку бункера начинают с рассечки и крепления камеры, в которой располагают загрузочные устройства. При значительном поперечном сечении бункера сначала при помощи взрывных работ проводят восстающую наклонную выработку сечением $1{,}2 \times 2$ или $1{,}5 \times 2{,}5$ *м*, в которой возводят деревянную крепь с разделением сечения на два отделения: одно — для спуска породы и другое — для передвижения людей (рис. 169, *а*).

После окончания проходки этой выработки приступают к расширению бункера до полного сечения. Работы ведут при помощи

ВВ почвоуступным забоем сверху вниз, причем крепь восстающей выработки разбирают, а стенки бункера временно крепят распорными стойками (рис. 169, *б*).

Породу после взрыва зарядов вручную перебрасывают в породное отделение восстающей выработки, из которой грузят в бадьи, находящиеся в стволе.

Постоянную бетонную крепь возводят. снизу вверх (рис. 169, *в*) после окончания расширения бункера.

Выработки околоствольного двора разрешается проводить только после проходки сбойки между стволами, в результате чего обеспечивается второй выход и деятельное проветривание.

Размеры камер околоствольного двора зависят от размеров размещаемого в них оборудования. Камеры высотой до 3—3,5 *м* проводят как откаточные выработки. При большей высоте забой их обычно приходится делить на уступы.

Если камеру проводят частично по породе и частично по пласту угля, то сначала вынимают уголь; выработанное пространство крепят стойками, как при очистных работах. Затем подрывают породу почвы, а кровлю крепят временной крепью. Когда почва по всей площади камеры будет подорвана, приступают к подрывке в обратном направлении пород кровли и к возведению вслед за ее выемкой постоянной крепи.

Объем выполненных работ при проведении околоствольного двора и камер выражается в кубических метрах в месяц в свету выработки.

§ 78. ПРОВЕДЕНИЕ КВЕРШЛАГОВ

В зависимости от числа настилаемых рельсовых путей различают квершлаги однопутевые и двухпутевые.

Форма поперечного сечения квершлага зависит главным образом от типа крепи.

В зависимости от крепости пород и срока службы квершлаги можно крепить деревом (см. рис. 22, *б*), кирпичом, монолитным бетоном (см. рис. 22, *г*), металлической крепью или сборной железобетонной крепью (рис. 170 и 171).

Если выработка не крепится (в устойчивых породах), ей придают сводчатую форму поперечного сечения: при деревянной крепи — трапециевидную (см. рис. 22, *б*); при каменной (кирпичная, набивной бетон, бетонные камни, железобетон) — сводчатую форму потолка при вертикальных стенках (см. рис. 22, *в*); при металлической — арочную (см. рис. 22, *г*).

При смешанной крепи (кирпичные или бетонные стенки и металлические верхняки) выработке придают прямоугольное сечение (см. рис. 22, *а*). Реже выработке придают более сложную

форму поперечного сечения: подковообразную, эллиптическую, полигональную.

Необходимые размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяют по основным размерам электровозов и вагонеток.



Рис. 170. Арочная четырехшарнирная крепь из железобетонных сегментов

Высота квершлага от головки рельсов должна быть не менее 1800 *мм*, а в случае применения контактных электровозов — не менее 2200 *мм*.

Ширину квершлага определяют в зависимости от ширины вагонетки или электровоза; зазор между ними и деревянной или металлической крепью должен быть не менее 250 *мм*, а при каменной крепи — 200 *мм*



Рис. 171. Сборная железобетонная крепь из плит УРП:
а — четырехшарнирная; *б* — пятишарнирная

с одной стороны и не менее 700 *мм* (для возможности прохода людей) с другой.

При определении ширины выработки указанные зазоры должны соблюдаться на уровне верхней кромки борта вагонетки или электровоза, однако высота свободного прохода должна быть не менее 1800 *мм*.

При каменной крепи с плоским перекрытием высоту квершлагов определяют так же, как и при деревянной.

При бетонной сводчатой крепи высота выработки h в свету крепи складывается из высоты вертикальной стенки h_1 и высоты свода h_0:

$$h = h_1 + h_0, \ м. \tag{63}$$

Высоту свода при крепости пород по Протодьяконову $f > 3$ принимают

$$h_0 = \frac{l}{3}, \ м \tag{64}$$

и при крепости пород $f < 3$

$$h_0 = \frac{l}{2}, \ м, \tag{65}$$

где l — ширина выработки, *м*.

Своды обычно крепят бетоном и принимают трехцентровыми, приближающимися по своей форме к полуэллипсу. Такая форма, как показала практика, является вполне устойчивой и обеспечивает наилучшее использование сечения выработки для прохода подвижного состава. Кривая свода образуется сопряжением трех дуг круга: осевой дуги радиуса $R = 0{,}692l$ и двух боковых радиусов $r = 0{,}262\,l$, где l — ширина выработки. Угол, образуемый крайними положениями радиусов боковой дуги, $\beta = 56°19'$, и угол, образуемый крайними положениями радиусов осевой дуги, $2\alpha = 67°22'$.

Высота вертикальной стенки h_1 до пяты свода считается от головки рельсов и устанавливается в зависимости от средств откатки, а при контактных электровозах, кроме того, в зависимости от высоты подвески контактного провода — 2000 *мм* (табл 11).

Таблица 11

Высота вертикальной стенки выработки при сводчатом сечении в зависимости от средств откатки

Высота стенки	Тип электровоза											
	аккумуляторный						контактный					
	число путей						число путей					
	однопутевая			двухпутевая			однопутевая			двухпутевая		
	емкость вагонетки						емкость вагонетки					
	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
h_1	1420	1300	1600	1320	1300	1600	1620	1500	1500	1520	1500	1600

Площадь сечения S сводчатой выработки складывается из площади свода S_0

$$S_0 = 0{,}26l^2, \ м^2 \tag{66}$$

и площади прямоугольной части поперечного сечения, т. е.

$$S = hl + 0{,}26l^2 = l\,(h + 0{,}26l), \ м^2. \tag{67}$$

Периметр дуги свода P_0 при принятых построениях равен $P_0 = 1{,}33\,l$, а периметр всей выработки

$$P = 2h + l + 1{,}33l = 2h + 2{,}33l, \ м. \tag{68}$$

Размеры поперечного сечения квершлагов проверяют исходя из условия, чтобы скорость v вентиляционной струи не превосходила 8 *м/сек*, т. е.

$$v = \frac{Q}{S} \leqslant 8, \ м/сек, \qquad (69)$$

где Q — количество воздуха, проходящего через квершлаг, $м^3/сек$;

S — площадь поперечного сечения квершлага, $м^2$.

Проведение квершлагов слагается из следующих основных операций: бурения шпуров, взрывания зарядов, проветривания, уборки породы, крепления и настилки рельсовых путей.

Шпуры при проведении квершлагов следует бурить колонковыми бурильными машинами или ручными машинами с применением специальных приспособлений для их поддержки.

В относительно узких выработках колонки можно устанавливать как вертикально, так и горизонтально. В последнем случае к бурению шпуров для следующей заходки можно приступить, не дожидаясь полного окончания уборки породы.

Для достижения максимальной эффективности взрывных работ при проведении квершлагов большое значение имеет выбор формы вруба. Угол наклона врубовых шпуров, их длину и величину зарядов окончательно устанавливают после производства нескольких пробных взрываний.

Основными типами врубов при проведении горизонтальных выработок являются: *центральный пирамидальный вруб* (см. рис. 104, *а*), применяющийся в плотных, крепких породах; *вертикальный клиновой вруб* (рис. 104, *б*) — при крутом падении пород; *горизонтальный клиновой вруб* (рис. 104, *в*) — при пологом напластовании пород; *нижний клиновой вруб* (рис. 104, *г*) — при направлении напластования пород на забой; *верхний клиновой вруб* (рис. 104, *д*) — при направлении напластования от забоя; *боковой вруб* (рис. 104, *е*) — при крутом падении пород и проведении выработок по простиранию (полевые штреки).

В горизонтальных выработках малого поперечного сечения (2,5—4 $м^2$) применяют врубы, приведенные на рис. 172.

Для пород средней крепости, в которых бурение возможно сверлами, Г. К. Деметриадес предложил *механический расширитель* (рис. 173) для образования котла во врубовых шпурах.

С целью сокращения времени на установку колонок и бурильных машин применяют *буровые тележки*, одна из которых (БК-2) показана на рис. 100.

В выработках сечением до 6—8 $м^2$ для повышения производительности бурения применяют пневматические поддержки

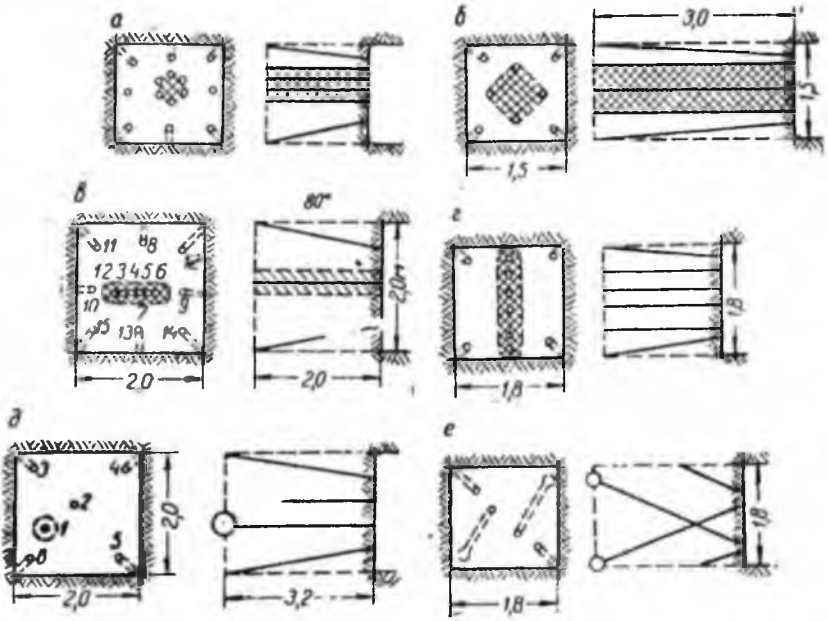


Рис. 172. Виды врубов, предложенные новаторами производства:
а — призматический вруб из шести шпуров; *б* — призматический вруб Пазенко; *в* — горизонтальный щелевой вруб Шевченко; *г* — то же, вертикальный; *д* — вруб с прострелом Гушлевского; *е* — вруб с прострелом двух шпуров

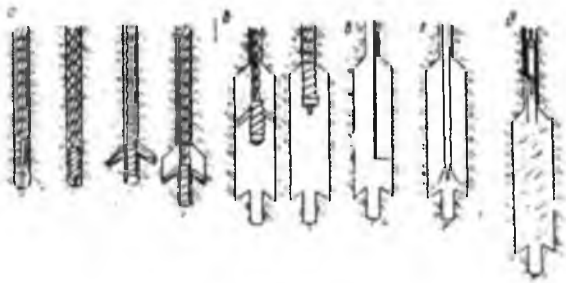


Рис. 173. Схема расширения шпура механическим расширителем и его заряжание:
а — расширение шпура; *б* — извлечение расширителя; *в* — очистка котла ложечкой; *г* — заряжание котла; *д* — общий вид заряда котла

(см. рис. 99) и другие устройства. В последние годы для установки бурильных машин стали применять специальные устройства *(манипуляторы)*, монтируемые на погрузочных машинах.

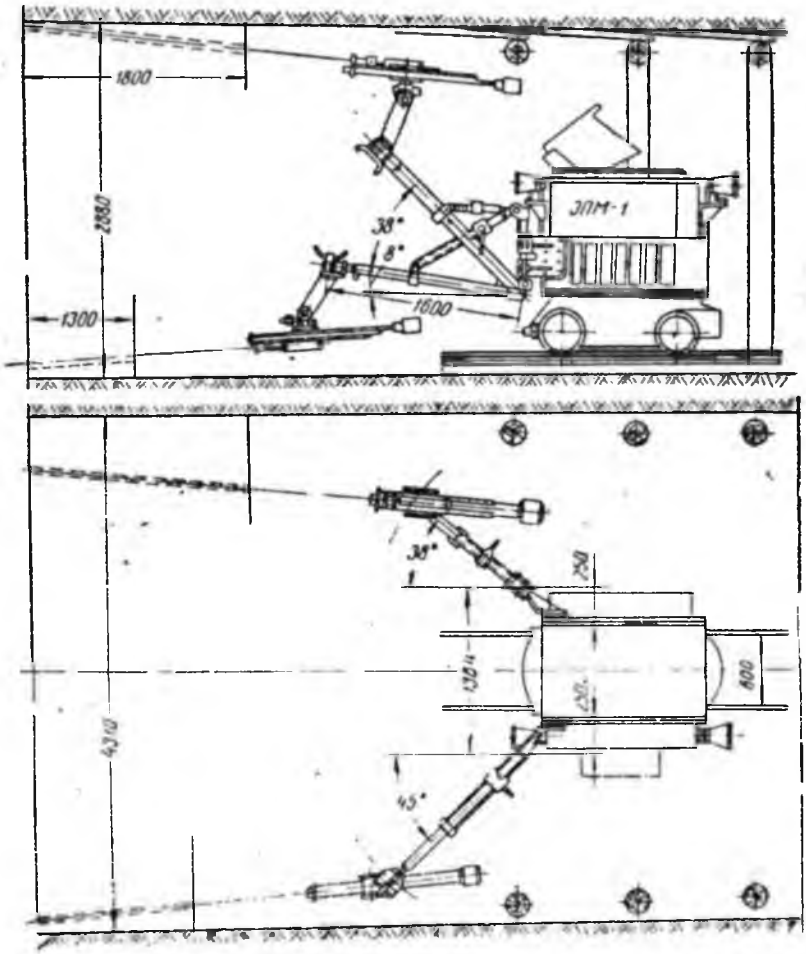


Рис. 174. Манипуляторы для укрепления бурильной машины, смонтированные на машине ЭПМ-1

Манипуляторы (рис. 174) устанавливают на погрузочной машине перед началом бурения шпуров и снимают после его окончания. Для снятия одного манипулятора требуется два человека и затрачивается 10—15 мин.

При проведении квершлагов в шахтах, опасных по газу или пыли, применяют взрывчатые вещества, допущенные в этих условиях для взрывания по породе; при подходе к пластам угля следует переходить на взрывчатые вещества, допущенные к применению для взрывания только по углю. Кроме того, за 10 *м* до пласта должны буриться передовые скважины длиной не менее 5 *м*.

После взрыва зарядов для удаления продуктов взрыва забой должен быть проветрен. Обычно применяют нагнетательное проветривание забоя квершлага по трубам при помощи специальных вентиляторов (рис. 175); направление движения воздушной струи указано стрелками.

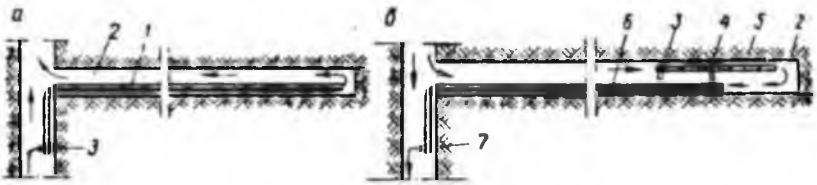


Рис. 175. Проветривание забоя квершлага:

а — нагнетательное проветривание; *б* — комбинированная схема проветривания; *1* — вентиляционные трубы; *2* — квершлаг; *3* — нагнетательный вентилятор; *4* — перемычка; *5* — нагнетательный трубопровод; *6* — всасывающий трубопровод; *7* — всасывающий вентилятор

Если вентилятор устанавливается у выработки, по которой выходят продукты взрыва (рис. 175, *а*), то он должен располагаться на свежей струе на расстоянии не менее 10 *м* от места прохода продуктов взрыва, иначе последние могут с воздухом засасываться вентилятором и снова нагнетаться в забой.

Для обеспечения проветривания квершлага по всей его длине применяют комбинированную схему (рис. 175, *б*) нагнетательного и всасывающего проветривания. В этом случае на некотором расстоянии от забоя устанавливают перемычку с дверью, которая во время проветривания должна быть закрыта. Через эту перемычку проходят два трубопровода: по одному воздух нагнетается вентилятором в забой, а по другому вентилятором высасывается из забоя.

После проветривания забоя приступают к уборке породы, механизация погрузки которой является основным средством увеличения скорости проходки и повышения производительности труда.

Для этой цели при однопутевых выработках применяют механические грузчики типа ПМЛ-5 и ЭПМ-3, а при двухпутевых — типа ППМ-3 и ППМ-4. В рудной промышленности применяют скреперные грузчики (см. § 23).

На успешность погрузки породы большое влияние оказывает способ замены груженых вагонеток порожними.

Опыт лучших отечественных и зарубежных скоростных проходок свидетельствует, что во всех случаях достижения высоких темпов проходки применялись рациональные обменные устройства.

Для обмена вагонеток в узких выработках шириной до 3,5 *м* наиболее рациональным устройством является накладная стрелка-разминовка НСР $= \frac{6\,м}{900}$ (рис. 176; числитель и знаменатель характеризуют принятую ширину колеи).

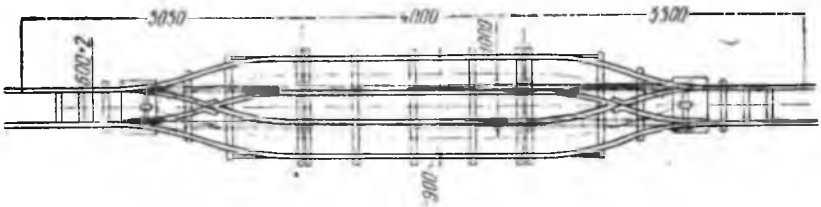


Рис. 176. Накладная стрелка-разминовка

Эта стрелка смонтирована на плите, что облегчает ее передвижку. Прямая вставка стрелки имеет длину 4 *м*, что позволяет разместить на ней не более двух вагонеток. Поэтому на некотором расстоянии от нее должна устраиваться разминовка, на которой необходимо иметь соответствующий запас порожняка.

В более широких выработках, где возможно настлать два пути, целесообразно устраивать накладную плиту-разминовку (рис. 177) или плиту-разминовку — перекрестный съезд.

Хорошие показатели по затратам времени на обмен вагонеток (15—20 сек.) были получены при применении плиты-разминовки ДонУГИ (рис. 178) на шахте № 21 им. Хрущева треста Советскуголь (Донбасс).

Максимальная производительность погрузочных машин *1* (рис. 179) достигается при погрузке ими породы на конвейер *2* через специальную вагонетку — бункер *3* с наклонным в сторону конвейера днищем. При необходимости проведения двухпутевого квершлага с большой скоростью можно грузить породу двумя машинами на конвейер, установленный посредине выработки, через специальные лотки. Этот конвейер монтируют на ферме, которая передвигается по мере подвигания забоя. Погрузку породы можно производить в вагонетки на обоих путях при помощи поперечного реверсивного конвейера.

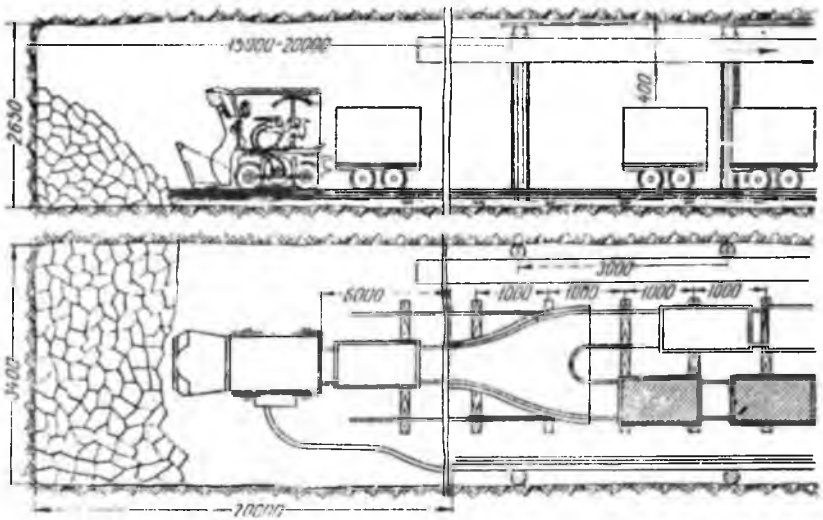


Рис. 177. Схема расположения оборудования у забоя при уборке породы в квершлаге на шахте «Север» (Чехословакия), при которой был достигнут мировой рекорд скорости проходки 1021,3 *м*

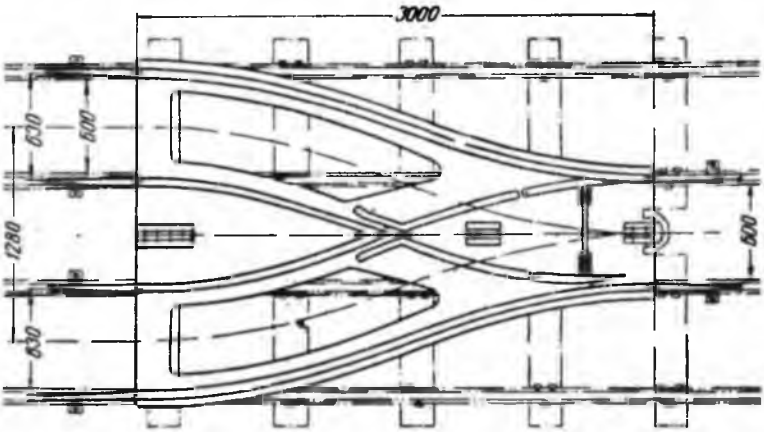


Рис. 178. Плита-разминовка

Для погрузки породы механическим грузчиком необходимо вслед за подвиганием забоя производить настилку рельсового пути. Так как нормальная длина рудничных рельсов равна 9 *м*, то первоначально рельсовые пути удлиняют при помощи временных звеньев по 2 *м*, закрепленных на металлических шпалах. Когда длина временных звеньев достигнет необходимой длины, их снимают и устраивают постоянные пути. Вместо временных звеньев применяют также выдвижные рельсы («концы»).

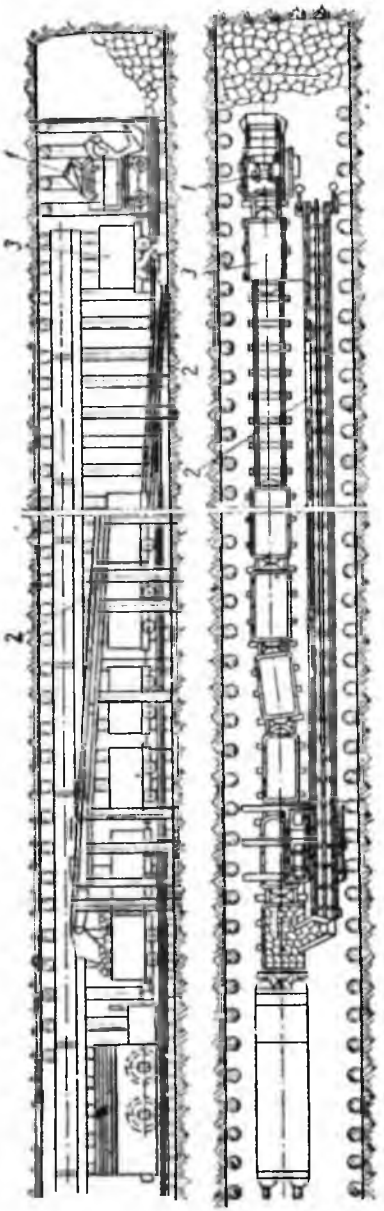


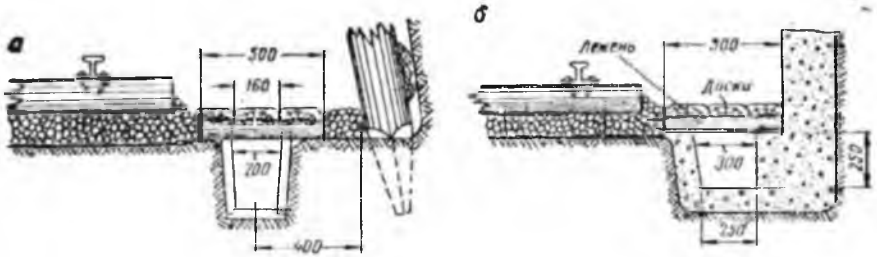
Рис. 179. Погрузка породы при помощи погрузочной машины ЭПМ-1 и конвейера

Для стока шахтных вод параллельно длинной оси выработки у боковой стенки проводят водосборную канавку, а подошве выработки придается уклон 0,01 в сторону канавки.

Для образования канавки во время производства буровзрывных работ в соответствующем месте пробуривают вспомогательный шпур. Водосборные канавки можно устраивать без крепления и с креплением деревом (рис. 180, *а*), бетоном (рис. 180, *б*) или сборными железобетонными элементами (рис. 180, *в*). В первых двух случаях канавку перекрывают деревянным настилом. Поперечные размеры канавок определяют в зависимости от притока воды.

Незакрепленные канавки устраивают при породах устойчивых и не вспучивающихся.

Для стока воды и обеспечения нормальных условий транспортировки почве горизонтальных выработок придают небольшой уклон (0,004—0,005) в сторону околоствольного двора.



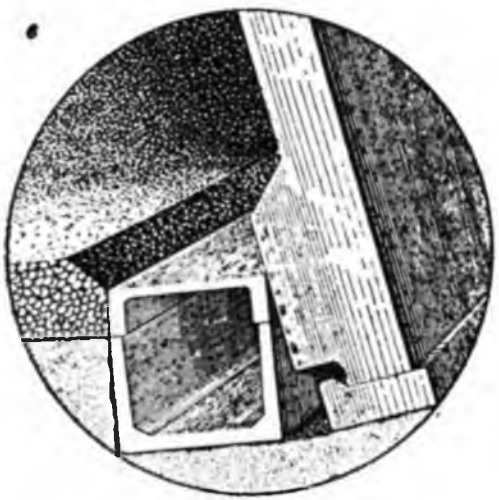


Рис. 180. Водосборная канавка:

а — закрепленная деревом; *б* — закрепленная бетоном; *в* — закрепленная железобетоном



Рис. 181. Шаблон и ватерпас:

а — шаблон; *б* — ватерпас: *1* — горизонтальная рейка; *2* — нашивка; *3* — отвес

Ширину колеи проверяют во время настилки путей при помощи *шаблона* (рис. 181, *а*), а правильность установленного уклона пути — *ватерпасом* (рис. 181, *б*).

Под одним из краев горизонтальной рейки ватерпаса подбивают пластинку (нашивку), толщина которой соответствует принятому уклону. Например, при обычной длине ватерпаса 2 *м* и уклоне путей 0,004 толщина пластинки равна 8 *мм* (4 *мм* на 1 *мм*), а при той же длине и уклоне 0,005 — 10 *мм*.

Для проверки уклона выработки ватерпас устанавливают на головку рельса по его длине, нашивкой в сторону околоствольного двора. Если уклон правилен, то отвес, подвешенный в средней части ватерпаса, совпадает с прорезью, сделанной посередине рейки.

Кроме текущей проверки уклонов, необходим систематический маркшейдерский контроль при помощи нивелира.

При проведении квершлагов каменную постоянную крепь можно возводить на сравнительно большом расстоянии от забоя.

Перед возведением бетонной крепи устанавливают шаблоны (опалубку), соответствующие форме поперечного сечения выработки. За эти шаблоны забрасывают бетон, который затем утрамбовывают.

В последнее время квершлаги и выработки околоствольного двора крепят в зависимости от характера пород, размеров поперечного сечения и срока службы сборной предварительно напряженной железобетонной крепью (см. рис. 171), металлической крепью из спецпрофиля, монолитным бетоном и реже смешанной крепью.

Отдельные выработки при крепких породах могут оставаться совершенно без крепи при условии придания им сводчатой формы поперечного сечения либо крепиться штанговой (анкерной) крепью. Этот вид крепи получил широкое распространение в зарубежных странах и внедряется в Советском Союзе.

Для повышения темпов проведения выработок и производительности труда проходчиков следует применять металлические передвижные шаблоны и механизированную доставку и укладку бетона. Для этой цели можно применять *бетононасосы.*

В зарубежных странах (США, Франция, Англия, Канада) широко применяют подачу и укладку бетонной смеси при помощи *пневматических бетоноукладчиков (пневмонагнетателей).* По данным зарубежной практики, качество бетона при этом способе укладки выше, чем при других способах.

Если обозначить подвигание забоя за один цикл через $l_ц$, число циклов в сутки через n и число рабочих дней в месяц через t, то месячная скорость подвигания выработки (в метрах) составит

$$l_{мес} = l_ц n t, \qquad (70)$$

т. е. скорость проходки тем больше, чем больше подвигание забоя за один цикл $l_ц$ и чем больше циклов будет сделано в сутки.

При проведении нескольких выработок, расположенных на небольшом расстоянии одна от другой, например камер и выработок околоствольного двора, возможна работа проходческой бригады в нескольких забоях. В этом случае, пока часть бригады занимается бурением в одном забое, другая часть бригады убирает породу, взорванную в предыдущую смену, в соседнем. Когда закончатся работы по уборке породы во второй выработке, части бригады меняются местами: первая начинает бурение шпуров во втором забое, а вторая — убирает породу, только что взорванную в первом. Таким образом в каждой выработке будет выполнен цикл с последовательным выполнением процессов, а каждая бригада выполнит два цикла.

Для обеспечения высокой производительности при проведении квершлагов необходимы не только комплексная механизация всех операций, входящих в проходческий цикл, но и полная увязка с основными процессами всех вспомогательных работ: транспортировки породы, проветривания забоя, снабжения электроэнергией или сжатым воздухом в случае применения пневматического бурения, доставки материалов и инструментов.

Высокие темпы проведения выработок немыслимы без четкой организации работ, первым условием которой является установление основных элементов проходческого цикла.

Для удобства оперативного руководства и наглядности принятая организация работ оформляется в виде графика.

Введение графика повышает дисциплину и порядок, обеспечивает большую четкость и организованность в выполнении отдельных операций, повышает качество работы, облегчает выполнение запланированного объема работ и создает благоприятные условия для развития творческой инициативы у членов бригады.

На рис. 182 приведен график организации работ при проведении штольни № 5/6 «Томусинская» в Кузбассе по породам крепостью по Протодьяконову $f = 6 — 8$, сечением в проходке 15,4 $м^2$.

Штольню крепили сводчатой крепью — вертикальные стены из бетонитов и свод из монолитного бетона — с отставанием от забоя на 50—60 *м*. В качестве временной крепи применяли металлические арки из спецпрофиля, закрепленные в породе штанговой крепью при длине штанги 1600 *мм*.

Графиком предусмотрено максимальное совмещение во времени проходческих операций: бурение верхних 15 шпуров

№ п/п	Наименование процессов и операций	Объем работ за цикл: единица измер.	Объем работ за цикл: количество единиц	Затраты времени, мин
1	Прием и сдача смены	—	15	15
2	Осмотр и приведение забоя в безопасное состояние	—	—	15
3	Подготовка рабочего места	—	—	45
4	Подвеска арок временной крепи	шт	2	30
5	Погрузка породы	м³	28	150
6	Бурение шпуров верхних	шт	15	75
	Бурение шпуров нижних	шт	25	100
7	Настилка временных путей	м	2	45
8	Заряжание шпуров	шт	40	40
9	Взрывание зарядов	шт	40	5
10	Проветривание	—	—	20
11	Возведение постоянной крепи	м	1,5	270

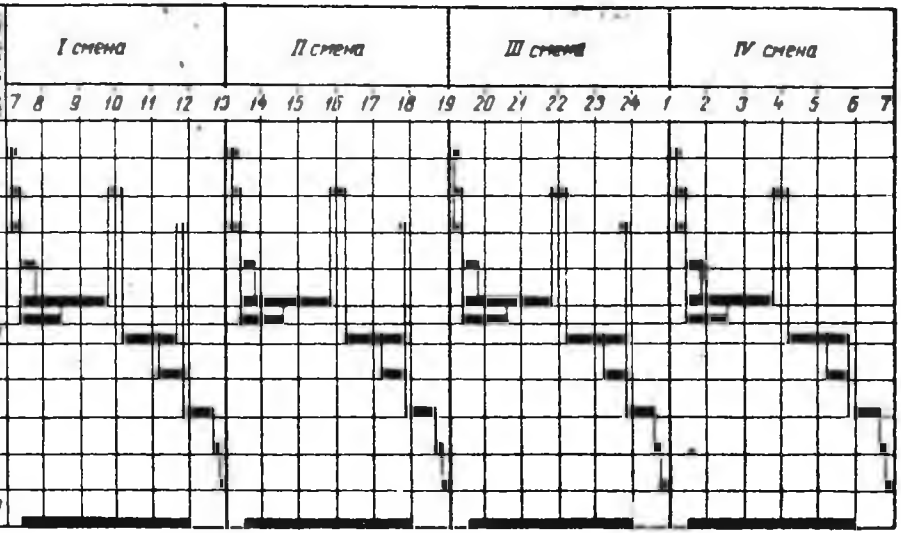


Рис. 182. График организации работ при проведении штольни № 5/6 «Томусинская» в Кузбассе

совмещалось с уборкой породы и установкой временной крепи, бурение нижних шпуров — с настилкой рельсовых путей.

Врубовые шпуры бурили глубиной 2,2 *м*, а остальные — 2 *м* семью-восемью бурильными молотками с пневмоподдержек П-1 (см. рис. 99).

Породу грузили в трехтонные вагонетки двумя машинами ППМ-4, работавшими на параллельных путях.

Постоянную крепь возводили поточным методом: заходку разбивали на три участка, на первом из которых готовили котлованы под фундаменты стен, на втором и третьем соответственно возводили стены из бетонитов и свод из монолитного бетона.

График рассчитан на проходку 200 *м/мес* готовой штольни.

Наиболее высокие темпы проведения горизонтальных выработок по породе достигнуты в Чехословацкой Народной Республике на руднике «Северный» Пшибрамского бассейна: с 7 октября по 6 ноября 1956 г. пройдено 1021,3 *м* выработки по породам с коэффициентом крепости по Протодьяконову $f = 6—8$.

Высокие темпы работ при буровзрывном способе и обычных средствах механизации в основном были достигнуты за счет исключительно четкой организации уборки породы, которая производилась несколько реконструированной машиной ПМЛ-5м.

Схема расстановки оборудования в забое при этой проходке показана на рис. 177.

Высоких показателей добились также проходчики одной из шахт Германской Демократической Республики, проведя в июне-июле 1957 г. за 31 рабочий день 467,4 *м* квершлага сечением 5,8 $м^2$ по породам с коэффициентом крепости по Протодьяконову $f = 8—9$, а в октябре — 513,6 *м*.

Такие высокие темпы были достигнуты благодаря исключительно четкой организации работ, применению высокопроизводительных бурильных молотков ВН-55 на пневмоподдержках и реконструированной погрузочной машины ПМЛ-5.

В состав проходческой бригады входили 18 проходчиков (по 6 в смену) и 34 человека обслуживающего персонала: крепильщики, путевые рабочие, слесари, сцепщики и электрики (по 1 в смену), взрывники и машинисты электровозов (по 2 в смену), слесарь по ремонту бурильных молотков и 2 рабочих по вентиляции в первую смену и по 2 сварщика в первую и вторую смены.

Продолжительность операций проходческого цикла приведена в табл. 12.

Таблица 12

Продолжительность операций проходческого цикла на одной из шахт ГДР

Наименование операций	Затраты времени, мин.	
	по плану	фактически
Подготовка к бурению	5	7
Бурение шпуров	40	42
Отключение бурильных молотков	5	6
Заряжание и взрывание шпуров	10	12
Проветривание	10	6
Подготовка к уборке породы	4	4
Уборка породы	40	46
Настилка временных путей	6	2
Всего	120	125

§ 79. ПРОВЕДЕНИЕ ШТРЕКОВ

Общие сведения

Форма поперечного сечения штреков может быть прямоугольной, трапециевидной и при металлической крепи — арочной. Кроме того, возможны разновидности перечисленных форм в зависимости от места подрывки породы и способа крепления, например трапециевидная форма с косым расположением верхняка при пологом падении пласта (рис. 183, *а*) или с косым расположением стойки при крутом падении (рис. 183, *б*).

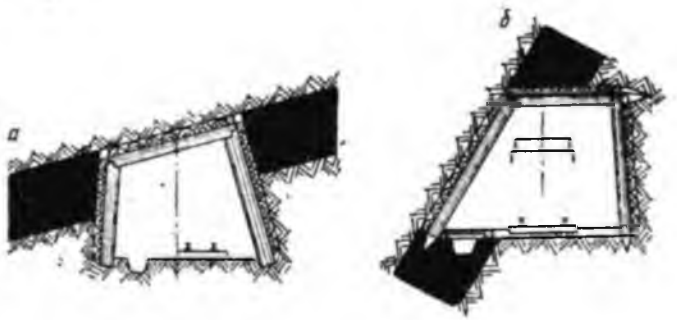


Рис. 183. Виды крепи штрека

Размеры поперечного сечения штреков определяются так же, как и квершлагов. При проведении штреков могут встретиться

два основных случая: 1) мощность пластов и залежей больше принятой высоты или ширины (при крутом падении) штрека и 2) незначительная мощность пластов и жил требует для образования штрека заданных размеров не только выемки полезного ископаемого, но также и подрывки в том или ином объеме вмещающих пород.

Подрываемую в последнем случае породу можно либо грузить в вагонетки и выдавать на поверхность в отвалы, либо оставлять в шахте в пространстве, образованном путем выемки полезного ископаемого на соответствующую ширину, обычно большую, чем это нужно для образования штрека. Первый способ носит название проведения штреков *узким забоем*, а второй — *широким забоем*.

Проведение штреков в мощных залежах

Штреки в мощных залежах могут проводиться по крепким породам с применением только взрывных работ (по крепким рудам, полевые штреки) и по более мягким породам, допускающим производство вруба при помощи врубовых машин (например, в соляных шахтах, в некоторых угольных шахтах) или комбайнов.

Организация работ при проведении штреков по мощным угольным пластам зависит от применяемых способов механизации основных процессов, которые могут быть следующими:

1) буровзрывные работы с применением погрузочных машин;
2) отбойные молотки с применением погрузочных машин;
3) выемка и погрузка угля проходческими комбайнами;
4) гидравлический способ выемки и транспортировки;
5) комбинация перечисленных способов.

В настоящее время в Советском Союзе и в зарубежных странах наиболее распространен буровзрывной способ проведения штреков и других выработок с применением погрузочных машин.

Вместе с тем опыт последней пятилетки показал, что наиболее прогрессивным является способ проведения штреков при помощи комбайнов. Средние темпы проходки при этом увеличиваются в 2—3 раза, а максимальные в 10—18 раз, производительность труда возрастает в 2 раза, а стоимость проведения штреков снижается до 30% по сравнению с буровзрывным и молотковым способом.

В Советском Союзе в 1957 г. проходческими комбайнами пройдено 231 *км* горных выработок.

Применение комбайнов эффективно при относительно благоприятных горногеологических условиях и достаточной длине (не менеее 150 *м*) проходимых выработок, при которой монтажно-

демонтажные работы составляют небольшой процент к общему объему работы, выполняемой комбайном.

На шахтах ряда комбинатов (Тулауголь, Челябуголь, Приморскуголь, Карагандауголь и др.) успешно работают проходческие комбайны ПК-3 (см. рис. 65), ПКГ-3 (см. рис. 64) и ПКС-2 (см. рис. 66).

В целях повышения производительности и улучшения эксплуатационных качеств в настоящее время комбайн ПК-3 модернизируется, после чего он сможет работать на более крепких

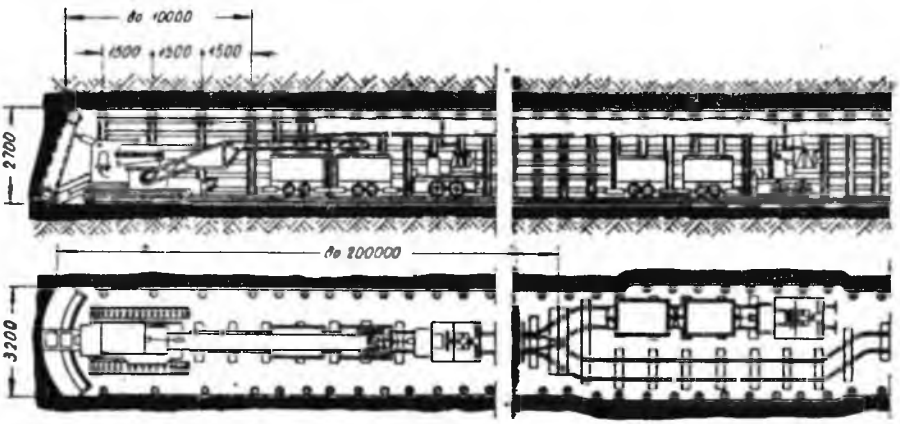


Рис. 184. Проведение штрека комбайном ПК-2м

углях. Для большей маневренности шагающий ход комбайна ПКС-2 заменяется гусеничным (ПКС-3).

Выработки сечением 2,8 $м^2$ на участках гидродобычи проводят комбайном ПКГ-4 с гидротранспортом, обеспечивающим скорость проходки до 1500 *м/мес*.

При углях определенной крепости штреки можно проводить также комбайном ШБМ-1у.

На шахтах Подмосковного бассейна для проведения однопутевых штреков сечением в проходке 5,5—8 $м^2$ по пластам мощностью 2—2,5 *м* широко применяют комбайны ПК-2м (см. рис. 62). При этом подошва выработки должна быть устойчивой и сухой, а кровля — допускать обнажение минимум 2 *м*. Максимально допустимые подъемы и уклоны пласта 6°.

Образуемую комбайном выработку трапециевидной формы крепят деревянными крепежными рамами вразбежку с установкой 2—3 рам на 1 *м*.

Наиболее сложной операцией является транспортировка угля от комбайна. При спокойном профиле пласта с углами наклона до 3° ее осуществляют в вагонетках при помощи аккумулятор-

ных электровозов (рис. 184), а при углах падения свыше 3° и волнистой почве — скребковыми конвейерами. Для сокращения времени на обмен вагонеток применяют подвесной ленточный конвейер ПЛК-1. В этом случае под него ставят несколько вагонеток, и комбайн грузит уголь не непосредственно в вагонетку, а на конвейер ПЛК-1.

Комбайн обслуживает комплексная бригада, состоящая, в зависимости от способа транспортировки, из 5—8 человек. Отдельные проходческие бригады, совершенствуя организацию труда при применении удлиненных погрузочных конвейеров на

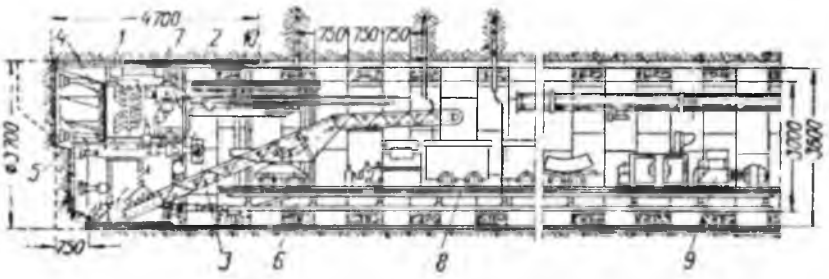


Рис. 185. Проходческий механизированный щит ПЩ-3,7

18—15 однотонных вагонеток и тяжелых электровозов, добились высоких темпов проходки.

Бригада Героя Социалистического Труда Кузнецова на шахте № 36 треста Сталиногорскуголь в октябре 1956 г. прошла 1151 *м*; бригада Героя Социалистического Труда Кочетова на шахте № 66 треста Калининуголь в январе 1957 г. прошла 1252 *м*, в марте и с 1 июня по 1 июля 1958 г. соответственно 1354 и 1447 *м*; бригада Героя Социалистического Труда Семенова на шахте № 22 треста Щекинуголь в июле 1957 г. прошла 1304 *м* и бригада Штейнбека на шахте № 68 треста Калининуголь — 1361 *м*.

Для проведения горизонтальных выработок околоствольных дворов и штреков в сложных гидрогеологических условиях применяют специальные щиты ПЩ-3,5 и ПЩ-3,7 (рис. 185).

Основные части щита ПЩ-3,7: опорно-ножевое кольцо (рис. 185), оболочка *2*, гидравлический блокоукладчик *3*, вертикальная металлическая диафрагма *4*, забойные гидравлические домкраты *5*, ленточный перегружатель *6*, пульт управления с гидрокоммуникациями и электрооборудование.

Перемещается щит при помощи гидравлических домкратов *7*.

В комплекс оборудования также входят: передвижная разминовка *8*, на которой находится насосная станция *9* для

питания гидравлических домкратов, пневматический подъемник *10*, шлюзовые камеры и приборы управления щитом.

Одновременно с выемкой и выдачей породы при помощи блокоукладчика механизированным способом возводят постоянную крепь из железобетонных блоков.

При выемке угля взрывным способом можно применять любой из врубов, используемых при проведении квершлагов и описанных выше. Чаще всего при проведении широких выработок делают вертикальный клиновой или центральный вруб, а при выработках средней ширины и узких — веерообразный.

При сравнительно неустойчивых породах кровли, как например, в шахтах Подмосковного бассейна, врубовые шпуры следует располагать в нижней части забоя. Отбойные же шпуры в зависимости от характера кровли можно располагать на большем или меньшем расстоянии от последней: при устойчивой кровле верхние отбойные шпуры можно располагать у кровли с тем, чтобы взрывом отбивался уголь по всему контуру выработки и не требовалось затраты времени на дополнительную отбойку угля вручную; при менее устойчивой кровле верхние отбойные шпуры следует располагать на некотором расстоянии от нее, чтобы в сферу разрушения не попадала пачка угля на контакте с кровлей пласта и тем более порода, слагающая кровлю. Глубина шпуров при рассматриваемом способе проведения штреков чаще всего бывает 2—2,5 *м*. В случае устойчивых боковых пород она может быть увеличена, а при неустойчивой кровле — уменьшена до 1—1,5 *м*.

Шпуры бурят ручными электросверлами.

Отбитый взрывом уголь грузят в вагонетки погрузочными машинами С-153, ГНЛ-30 или О-5с.

Бригада проходчиков бригадира т. Броста на шахте № 10 треста Щекинуголь, применяя машину ГНЛ-30, в июле 1956 г. прошла 201 *м* штрека, а в августе — 250 *м*.

Для обеспечения бесперебойной работы углепогрузочной машины на одной из шахт Кузбасса был применен подвесной конвейер — перегружатель ПЛК-1 (рис. 186) длиной 31 *м* с лентой шириной 0,6 *м*, состоящий из отдельных секций на десяти роликах, которые удерживаются подвесками, прикрепляемыми к верхнякам крепи.

Длина конвейера 31 *м* была принята из расчета расположения под ним десяти двухтонных вагонеток, что соответствовало погрузке угля, получавшегося за один цикл, в один состав. Передвигался конвейер к забою при помощи погрузочной машины, которая по мере уборки угля подтягивала конвейер за собой по роликам, подвешенным на подвесках. Передвижка конвейера

на 3 *м* занимала 3—5 мин., а переноска двух подвесок — 8—10 мин.

На рис. 187 представлен график организации работ по проведению основного штрека бригадой проходчиков, построенный из расчета выполнения восьми циклов в сутки, обеспечивающих подвигание забоя на 10 *м*.

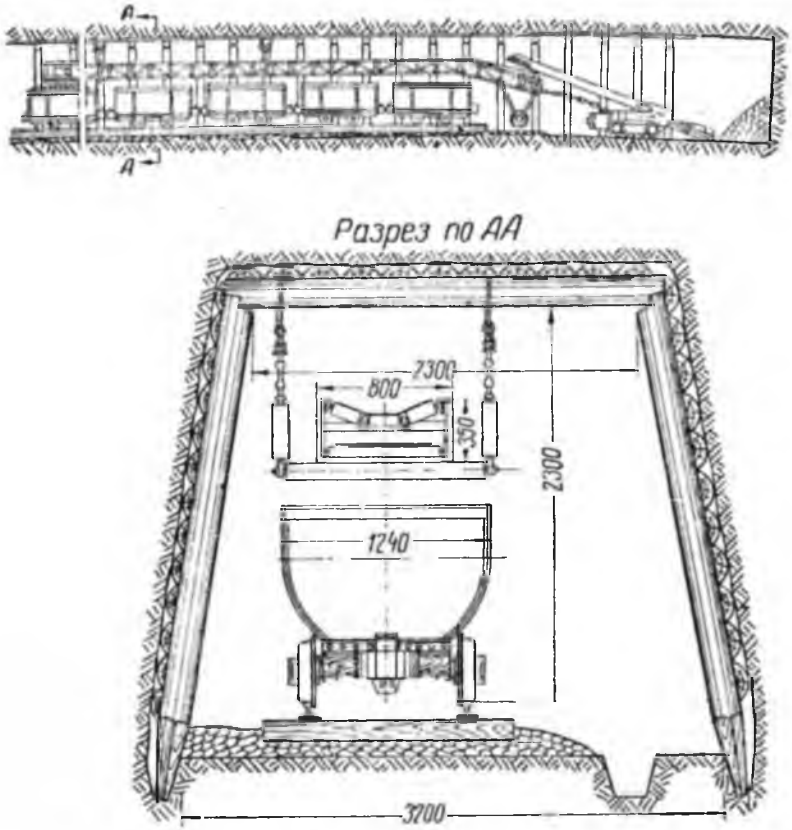


Рис. 186. Погрузка угля углепогрузочной машиной с помощью подвесного конвейера ПЛК-1

При производстве взрывных работ необходимо строго соблюдать соответствующие правила безопасности.

Высокие технико-экономические показатели были получены передовиками Подмосковного бассейна при проведении штреков способом спаренной работы отбойными молотками. В этом случае работа двух отбойных молотков, направленных под углом друг к другу (рис. 188), позволяла отбивать уголь значительно

бо́льшими кусками, чем при работе одним молотком, и повышала производительность труда. Вруб шириной 0,5—0,7 *м* рас-

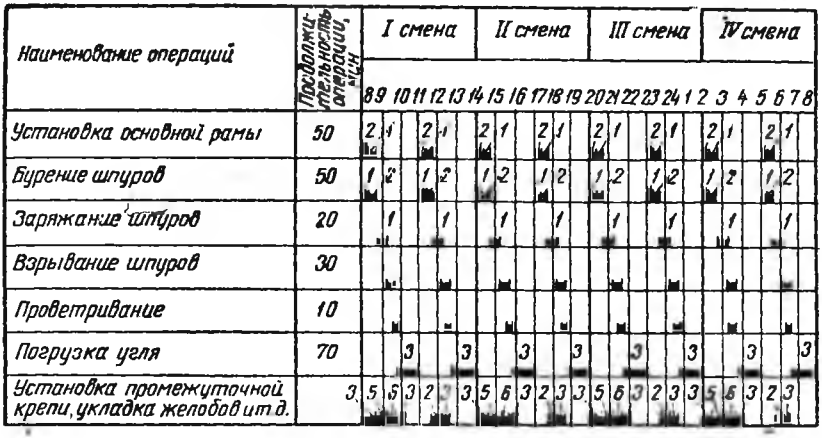


Рис. 187. График организации работ при проведении штрека по углю буровзрывным способом

полагали в средней части забоя на глубину 1—1,3 *м*. При этом два забойщика, став у забоя, направляли отбойные молотки навстречу друг к другу под углом около 45° (рис. 188, *б*) к забою. После окончания вруба *I* (рис. 188, *а*) вынимали нижнюю пачку *II*, направляя молотки под углом один к другому (так, чтобы они помогали друг другу). Затем



Рис. 188. Схема проведения штрека при спаренной работе отбойных молотков:

I, II, III . . . — последовательность выемки; *а* — продольный разрез штрека; *б* — расположение отбойных молотков при производстве вр,ба; *в* — при выруоке «кутков»

приступали к отбойке верхней пачки *III* и вырубке «кутков» (углов).

Последнюю операцию производили также спаренно, направляя один отбойный молоток параллельно оси штрека, а другой под углом к нему в 45—60° (рис. 188, *в*).

Возможны и другие схемы организации спаренной работы отбойных молотков. Например, зарубку можно начинать с се-

редины забоя выемкой вертикального вруба только в верхней части выработки на 1,4—1,6 *м* при спаренной работе отбойных молотков. Нижняя часть пласта оставляется в виде уступа. После того, как вруб достигнет достаточной глубины, спаренно работавшие проходчики расширяют его к одному боку выработки. Одновременно третий забойщик, выполнявший до этого времени подготовительные операции, начинает расширять вруб по направлению к другой стороне.

Оставление нижнего уступа позволяет, несмотря на незначительную ширину выработки, применять до четырех отбойных молотков без снижения производительности каждого из них.

В Подмосковном бассейне при проведении штреков применяют также комбинированную выемку угля с отбойкой его при помощи взрывных работ в нижней части забоя и отбойными молотками в верхней и по контуру выработки.



Рис. 189. Различные способы подрывки породы при проведении штреков: *а* — подрывка кровли; *б* — подрывка почвы; *в* — подрывка кровли и почвы; *г* — подрывка почвы при крутом падении

Проведение штреков по тонким пластам узким забоем

Цикл работ при проведении штреков по неоднородным породам узким забоем слагается из выемки угля, подрывки боковых пород, крепления и устройства откаточных путей.

Прежде чем приступить к проведению выработки, необходимо выбрать место подрывки породы: кровли (рис. 189, *а*), почвы (рис. 189, *б* и *г*) или же почвы и кровли (рис. 189, *в*).

Расположение подрывки породы зависит от угла падения пласта, относительной крепости пород кровли и почвы, назначения штрека и способа доставки угля из очистных забоев в штрек.

При проведении откаточных штреков по пологим пластам чаще подрывают почву, что создает большие удобства перегрузки угля с конвейера лавы на транспортирующие средства в штреке.

При наклонном падении подрывают почву и кровлю (рис. 189, *в*), так чтобы пласт занял среднее в сечении штрека положение. При крутом падении пласта подрывают почву (рис. 189, *г*).

Ширину забоя по углю и размеры подрывки породы определяют из условий получения выработки необходимых размеров.

Выемку угля при проведении штреков узким забоем в настоящее время ведут в основном при помощи взрывных работ.

Шпуры по углю бурят ручными, а по породе — колонковыми электросверлами с применением при крепких породах резцов, армированных твердыми сплавами.

Число шпуров, необходимое для подрывки породы, зависит от сечения штрека, мощности подрываемой породы и крепости ее.

На рис. 190 приведены схемы расположения шпуров при различных способах подрывки породы при проведении однопутевого штрека (сечение около 6 $м^2$ в проходке).

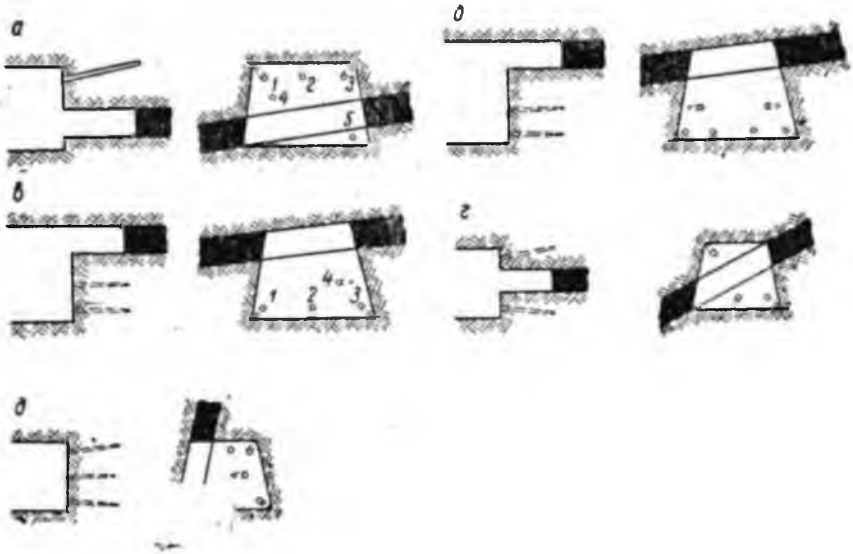


Рис. 190. Расположение шпуров по породе при проведении штреков по тонким пластам:

а — при крепких породах и верхней подрывке мощностью более 1 *м* при пологом падении; *б* и *в* — при нижней подрывке мощностью до 1,2 *м*; *г* — при проведении штреков на пластах наклонного падения и породах средней крепости и слабых; *д* — при проведении штрека на крутом падении

Погрузку и уборку породы при проведении штреков узким забоем в современных условиях производят погрузочными машинами, описанными в § 23.

При проведении штреков узким забоем основным условием достижения высокой производительности труда и большой скорости подвигания забоя является полная и комплексная механизация основных операций проходческого цикла при тесной увязке их со всеми вспомогательными процессами: транспортировкой, проветриванием, подачей энергии и пр.

Работы по углю и по породе могут производиться последовательно или параллельно. В первом случае угольный забой может вовсе не опережать породный или опережать его всего на

1,5—2 *м*. В последнем случае отбитый уголь с почвы пласта перегружается легким перегружателем на подошву штрека, откуда грузится в вагонетки той же погрузочной машиной, что и порода.

Для увеличения скорости проведения штреков принимают такую организацию работ, при которой отдельные операции в угольном и породном забоях производятся одновременно, но независимо. Для этого угольный забой должен опережать породный на несколько метров, а ширину его принимают на 1—1,5 *м* больше, чем это требуется для обеспечения заданного сечения штрека, с тем чтобы с одной из сторон его (чаще с верхней) образовалась за крепью штрека выработка — берма (рис. 191).

На этой берме устанавливают скребковый конвейер, который транспортирует отбитый уголь к пункту погрузки его в вагонетки, располагаемому на таком расстоянии от забоя, при котором погрузка угля и породы могут производиться независимо. Когда длина конвейерного става достигает предельной для одного привода величины, погрузочный пункт и конвейерный привод переносят ближе к забою, причем длина конвейера соответственно сокращается.

Освободившуюся после переноски конвейера часть бермы для обеспечения большей устойчивости штрека закладывают породой от подрывки штрека или же на ней укладывают костры.

При ширине забоя штрека 2,5—3 *м* отб[illegible]уголь можно грузить непосредственно на конвейер, устано[illegible]ой на берме. При более широком забое для сокращения расстояния перекидки угля параллельно ему устанавливают легкий перегружатель.

На шахтах США при соответствующей мощности пластов, пологом падении и достаточно устойчивой кровле работы по углю и по подрывке породы иногда чередуются: сначала вынимают уголь на 100—120 *м*, а затем подрывают породу.

При проведении штреков узким забоем забои чаще проветриваются за счет депрессии, создаваемой главным вентилятором, установленным на поверхности. Для этого параллельно штреку (рис. 192) проводят вентиляционный просек, с которым штрек сбивают печами.

По мере подвигания забоев штрека и просека печи закрывают перемычками так, что воздух может проходить только по ближайшей к забою печи, что и обеспечивает его проветривание. Тупик штрека между последней печью и забоем проветривается вентиляторами частичного проветривания.

Расстояние между штреком и просеком определяют исходя из необходимых для данных условий размеров целика,

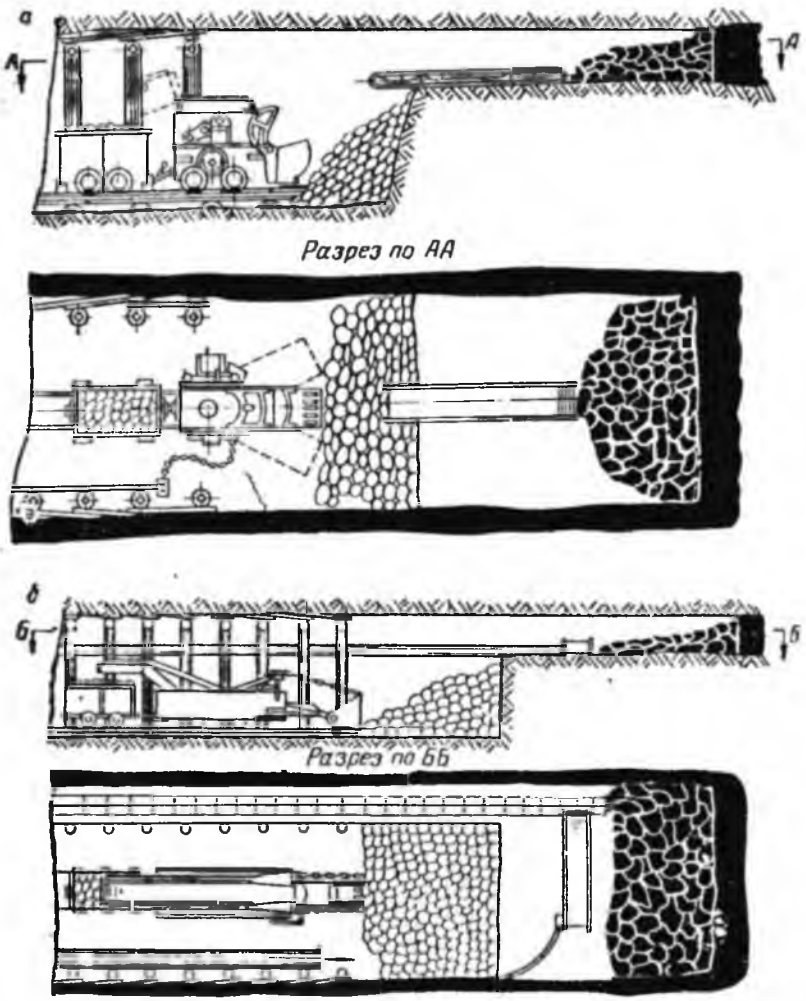


Рис. 191. Схемы проведения штрека узким забоем:
а — при последовательной работе по углю и по породе; *б* — при параллельной работе по углю и по породе

оставляемого над штреком для обеспечения его устойчивости. Расстояние между печами (размер целика по простиранию) должно быть не менее размера целика по восстанию (расстояния между штреком и просеком), но не более 30 *м*.



Рис. 192. Схема проведения штрека узким забоем с параллельным вентиляционным просеком:
а — штрек; *б* — просек; *в* — печь; *г* — перемычки

Размеры целиков, оставляемых возле штрека, зависят от крепости угля и породы, а также от глубины разработки. Примерные размеры целиков для пластов пологого и наклонного падения приведены в табл. 13.

Таблица 13

Размеры целиков угля в зависимости от крепости угля и породы

Крепость пород и угля	Глубина работ, *м*	Размеры целиков, *м*	
		пологое падение	наклонное падение
Крепкие породы и уголь	200	15	12
	300	20	15
	400	25	18
	500	30	20
Породы и уголь средней крепости .	200	20	15
	300	25	18
	400	30	20
	500	35	25
Породы и уголь слабые	200	25	18
	300	30	20
	400	35	23
	500	40	25

Штреки небольшой длины можно проводить без вентиляционного просека с проветриванием забоя при помощи специальных вентиляционных устройств.

При проведении штреков узким забоем на крутых пластах сечению штрека придают форму неправильной трапеции, так как стойка рамы у висячего бока пласта при падении 60—70° устанавливается параллельно последнему (рис. 193, *а*), а при

меньшем угле падения пласта под углом 60° (рис. 193, *б*). Пространство между стойками и кровлей забучивается породой.

Скорость проведения штреков на крутых пластах зависит от глубины шпуров и числа циклов в сутки.

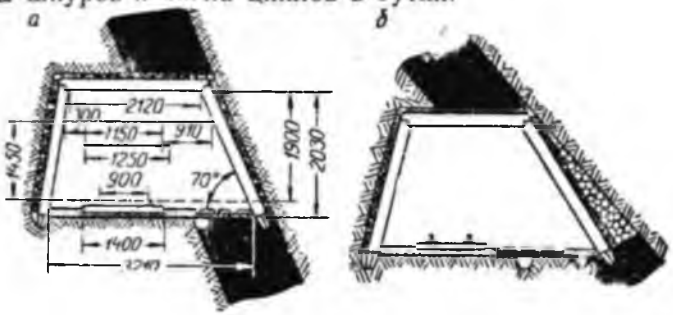


Рис. 193. Крепь штрека, проведенного узким забоем при крутом падении пласта:
а — при угле падения 60—70°; *б* — при угле падения меньше 30°

В Донбассе при проведении штреков по тонким пластам успешно работает комбайн ШМБ-1у при крепости пород по шкале Протодьяконова не выше $f=4$—4,5. На шахте «Таловская» достигнута скорость проходки 322,5 *м/мес*, а на шахте им. Челюскинцев — 25 *м* в сутки. Проведение штреков сечением вчерне 4,3 $м^2$ с присечкой породы ниже средней крепости может обеспечить также комбайн ПКГ-3.



Рис. 194. Перегружатель УПЛ-1

Для снижения простоев комбайна при замене груженых вагонеток порожними применяют подвесные ленточные перегружатели (рис. 194); при этом желательно установить последовательно несколько таких перегружателей с тем, чтобы их длина совместно с консольной частью конвейера комбайна обеспечивала установку под ними состава порожняка, достаточного для безостановочной работы комбайна в течение 1,5—2 час.

Подкатка порожняка под погрузку и маневры во время погрузки осуществляются при помощи электровоза или маневровой лебедки, которая монтируется в уширенной части штрека у разминовки или в специальной нише.

В последнее время ведут работы по созданию при работе комбайнов гидротранспортировки угля и породы. При этом виде транспортировки в январе 1958 г. на шахте «Полысаевская-Северная» комбайном ПКГ-4 пройдено 1434 *м* разрезных печей.

Проведение штреков по тонким пластам широким забоем

При проведении штреков узким забоем выдача породы сопряжена с дополнительными расходами, связанными с транспортировкой ее и разгрузкой на поверхности. Поэтому в соответствии с Правилами технической эксплуатации угольных шахт штреки

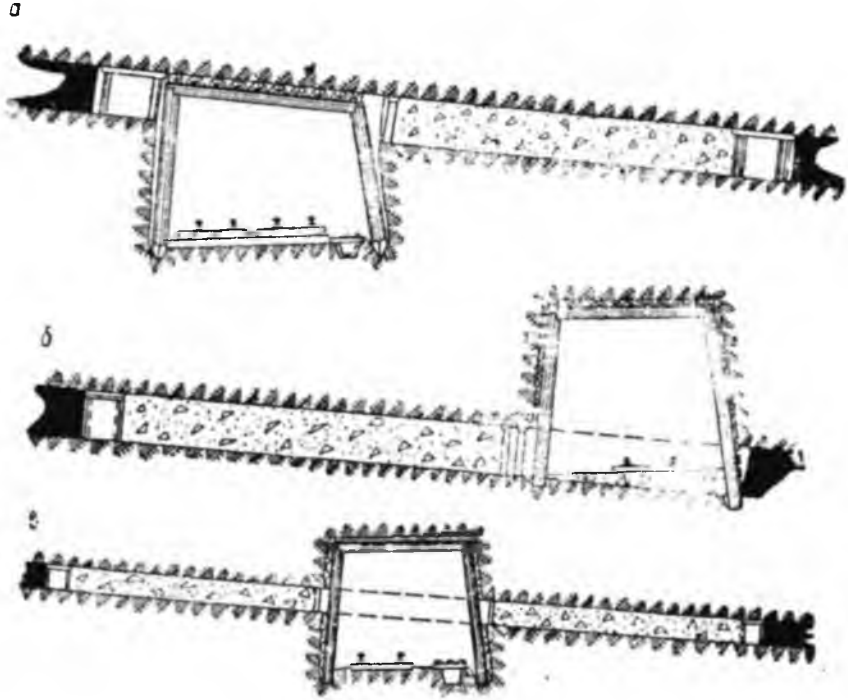


Рис. 195. Различные схемы расположения раскоски

на пологих пластах мощностью меньше 1,3 *м* могут проводиться широким забоем с размещением породы от подрывки в образующемся возле штрека выработанном пространстве, называемом *раскоской*.

Раскоска может быть *нижней* (рис. 195, *а*) при расположении ее ниже штрека по падению, *верхней* (рис. 195, *б*) при расположении выше штрека по восстанию и двухсторонней (рис. 195, *в*) при расположении ее с обеих сторон штрека.

В нижней части раскоски (или в верхней в случае устройства ее по восстанию) оставляют пространство шириной 1,5—2 *м*, не заложенное породой, для образования *косовичника*, необходимого для проветривания, доставки угля (в некоторых случаях), стока воды и т. п. Для сообщения косовичника со штреком в раскоске оставляют не заложенные породой наклонные ходки той

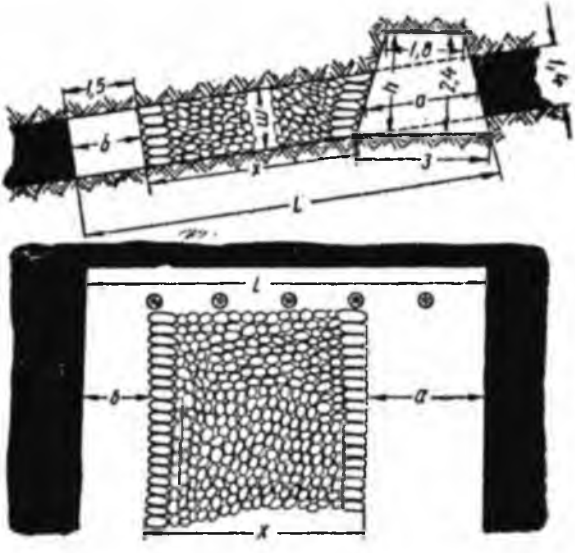


Рис. 196. Расчетная схема для определения ширины раскоски

же ширины 1,5—2 *м*, которые носят назва ⁻ *косовичных ходков*.

С точки зрения размещения породы в раскоску наиболее благоприятные условия создаются при нижней раскоске. Однако при односторонней раскоске (нижней или верхней) и наличии недостаточно устойчивых пород в почве пласта и возникновении опорного горного давления вследствие зависания части пород на целике угля создаются благоприятные условия для выдавливания (пучения) пород в выработку со стороны ее подошвы.

В таких случаях выработка будет более устойчива при двухсторонней раскоске, при которой пучение пород может прекратиться вовсе.

При проведении штреков с раскоской ширина забоя по углю (рис. 196) складывается из ширины штрека a, ширины раскоски x и ширины косовичника b:

$$l = a + x + b, \ м. \qquad (71)$$

Ширину штрека a принимают равной средней линии его сечения (обычно трапеции); ширина косовичника, в зависимости от его использования, составляет 1,5—2 *м*.

Ширину раскоски рассчитывают исходя из условия размещения в ней всей породы от подрывки штрека. В этом отношении могут быть два случая: 1) пласт чистый, без прослойков и ложной кровли, и 2) имеются прослойки пустой породы или ложная кровля.

В первом случае площадь породы, подрываемой при проведении штрека, равна площади сечения штрека в проходке за исключением площади забоя по углю, т. е.

$$S = ah - am = a(h - m), \tag{72}$$

где a — ширина штрека в проходке, *м*;
h — высота штрека в проходке, *м*;
m — мощность пласта, *м*.

Порода в раскоске занимает больший объем вследствие увеличения ее объема после раздробления взрывом, из-за неплотности заполнения раскоски породой, вызываемой остающейся крепью и свободными пространствами между отдельными кусками. Увеличение объема породы в раскоске по сравнению с объемом той же породы в массиве характеризуется *коэффициентом разрыхления* k, который обычно принимают равным 2—2,5 в зависимости от характера кусков породы и тщательности их укладки.

Таким образом, объем породы в раскоске на 1 *м* штрека равен

$$V_1 = ka(h - m), \tag{73}$$

и для размещения ее потребуется объем раскоски V_2 на 1 *м* штрека, равный произведению ее длины на мощность пласта, т. е.

$$V_2 = xm. \tag{74}$$

При правильно выбранном значении x

$$V_1 = V_2,$$

т. е.

$$ka(h - m) = xm,$$

откуда

$$x = \frac{ka(h - m)}{m}. \tag{75}$$

При наличии в пласте прослойков, которые обычно оставляются в раскоске, ширина последней больше и может быть определена следующим образом.

Обозначим через m_1 — мощность пачек чистого угля, m_2 — мощность прослойков и ложной кровли (если таковая имеется) и через m — общую мощность пласта. Тогда

$$ka(h - m_1) + km_2(x + b) = xm,$$

где значения остальных букв прежние.

Решая это уравнение относительно x, получим значение ширины раскоски

$$x = \frac{ka(h - m_1) + km_2 b}{m - km_2}. \qquad (76)$$

Так как наиболее плотной укладке породы в раскоске соответствует коэффициент разрыхления породы $k = 2$, то из последнего выражения вытекает, что при мощности прослойков

$$m_2 = \frac{m}{k} = \frac{m}{2} \qquad (77)$$

проведение штрека с раскоской невозможно, так как последняя полностью будет заполняться породой из прослойка пласта в той части угольного забоя, которая приходится только на участок раскоски.

При проведении штреков с раскоской забой по углю всегда опережает забой по породе. Величина этого опережения к моменту взрывания зарядов при механизированных работах зависит от принятой организации работ и не должна превышать 5 *м*. Ширина забоя раскоски определяется указанным способом и в зависимости от мощности пласта бывает от 6—10 до 15—20 *м*.

Вруб по углю производится врубовыми машинами.

Бурение шпуров по углю и отбойку последнего производят так же, как и при проведении штреков узким забоем. Выдают уголь из забоя раскоски конвейером.

После выемки угля выработанное пространство крепят стойками.

При ведении работ по углю необходимо следить за правильностью формы и направлением угольного забоя, которое должно соответствовать принятому направлению штрека, т. е. верхняя стенка угля (при нижней раскоске) должна совпадать с боковой стенкой подорванной породы, иначе штрек во время подрывки породы может быть искривлен. Искривление штрека отрицательно отражается на транспортировке в период эксплуатации: затрудняется механизация транспорта, снижаются производительность и безопасность при откатке.

Бурение шпуров для подрывки породы производят электросверлами на колонках.

Подорванную породу доставляют в раскоску при помощи скрепера, конвейера или закладочной машины. Выкладка породы в раскоске должна производиться достаточно тщательно; вдоль штрека и косовичника выкладывают стенки шириной 0,5—1 *м* из крупных кусков породы, а пространство между ними плотно заполняют остающейся породой.

В целях избежания несчастных случаев от обрушения породы в подорванной части штрека, не закрепленной постоянной крепью, необходимо устанавливать временную крепь. Так как эта крепь нужна на весьма непродолжительное время (максимум несколько смен), то она должна быть достаточно простой.

При трапециевидном поперечном сечении выработки может быть применена временная крепь из деревянных стоек и верхняков из рельсов, к первому (от забоя) из которых подвешивают две переносные скобы, через которые пропускают выдвижные металлические балки (рис. 197, *а*). Задние концы этих балок подводят под верхняк предпоследней рамы. Новый верхняк укладывают на выдвинутые концы балок, устанавливают по шаблону и прочно расклинивают деревянными клиньями. Стойки новой рамы устанавливают после уборки породы.

После установки стоек и затяжек освобождают выдвижные балки, перевешивают скобы на вновь установленную раму и все операции повторяют.

При сводчатой или арочной форме поперечного сечения может быть применена временная крепь в виде дугообразного верхняка (рис. 197, *б*) из спецпрофиля соответствующей формы, удерживаемого у кровли при помощи анкеров (штанг). Отдельные верхняки связывают распорками. Кровлю затягивают затяжками.

При полигональной форме поперечного сечения может быть применена временная крепь, показанная на рис. 197, *в*.

Для достижения высокой производительности труда и скорости проведения штреков при комплексной механизации всех операций, включая вспомогательные процессы (транспортировка, проветривание, подача энергии и пр.), необходимо организовать работы таким образом, чтобы отдельные операции выполнялись независимо одна от другой.

На рис. 198 представлена схема проведения штрека широким забоем с подрывкой почвы пласта при разделении работ по углю и породе.

Вруб производят врубовой машиной *1*. Доставка угля вдоль забоя — скребковым конвейером *2*, с которого уголь поступает на конвейер *3*, установленный горизонтально в косовичнике. С этого конвейера уголь передается на скребковый или ленточный

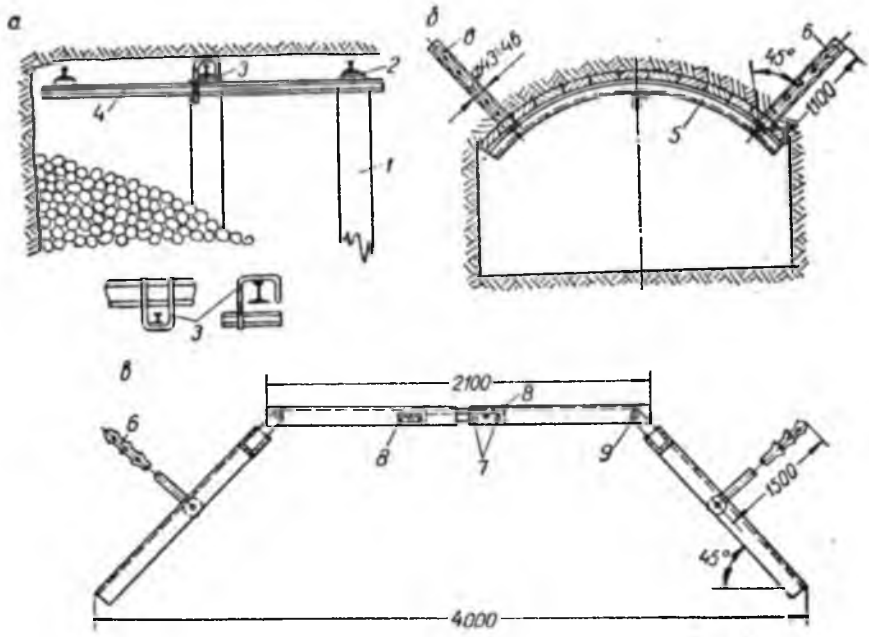


Рис. 197. Временная крепь:

а — при трапециевидном сечении выработки; *б* — при сводчатом; *в* — при полигональном сечении выработки; *1* — деревянные стойки; *2* — верхняк из рельса; *3* — переносная скоба; *4* — балка из рельса; *5* — верхняк из спецпрофиля № 18; *6* — штанга; *7* — отверстия в верхняке; *8* — штырь; *9* — шарнир

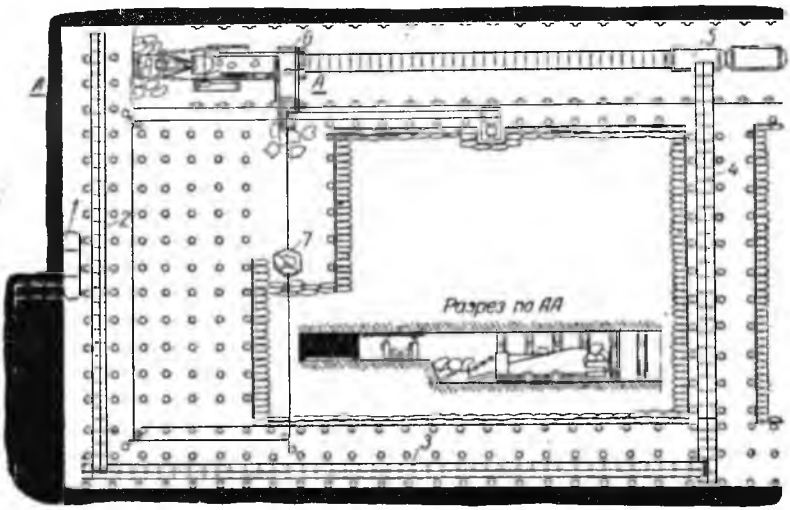


Рис. 198. Проведение штрека широким забоем со скреперной доставкой породы

конвейер *4*, установленный в наклонном ходке, который доставляет его на штрек и грузит в вагонетку *5*.

Конвейер *2* переносят по мере подвигания забоя и вслед за ним наращивают рештаки конвейера *3*, пока длина его не достигнет 80—120 *м*. После этого переносят привод конвейера *3* и конвейер *4* ближе к забою.

Наклонный ходок, в котором устанавливают конвейер, должен отстоять от забоя не ближе 15—20 *м*, чтобы операции погрузки вагонеток не мешали работам по уборке породы и креплению штрека.

Породу из забоя штрека на борт раскоски грузят машиной ППМ-3 или ППМ-4 с коротким поперечным ленточным конвейером *6*. Доставляют породу к месту закладки скрепером 7.

При такой организации работ можно выполнить в сутки от четырех до восьми циклов, в соответствии с чем суточное подвигание забоя может быть доведено от 6 до 12 *м*, а при удлиненном баре и больше.

Выдача угля из забоя может быть осуществлена и другим способом (рис. 199): вдоль забоя устанавливают скребковый конвейер *2*, передающий уголь на конвейер *3*, установленный на берме с верхней стороны штрека, который транспортирует уголь к погрузочному пункту и через наклонный желоб *4* сгружает на перегружатель *5*, грузящий его в вагонетки.

При подрывке почвы пласта порода может забираться непосредственно скрепером или грузиться на конвейер вручную. При угле падения больше 15—16° применяют эмалированные рештаки.

График цикличной работы при проведении штреков широким забоем при трех циклах в сутки приведен на рис. 200. По горизонтали отложены часы и смены суток, а по вертикали — ширина забоя штрека по углю в метрах. На площади полученного прямоугольника при помощи условных обозначений наносят все процессы, входящие в проходческий цикл.

Возможна также комбинированная схема (рис. 201) проведения штрека, при которой забой штрека опережает забой раскоски на 20—25 *м*.

При пучащих породах односторонняя раскоска уменьшает пучение, но полностью его не устраняет со стороны целика угля. Лучшие результаты достигаются при двухсторонней раскоске при ширине каждой полосы не менее 5—6 *м*, но в этом случае несколько усложняется организация работ.

Для закладки породы в раскоску ДонУГИ сконструировал закладочную машину ЗМД, которая задавливает породу в раскоску, создавая напряженную породную полосу. Эта машина успешно прошла в Донбассе испытания и может быть применена

для закладки породы в двухстороннюю раскоску и при проведении парных штреков с расположением раскоски между ними.

Для проведения штреков широким забоем при нижней подрывке породы Донгипроуглемаш разработал комплекс оборудо-

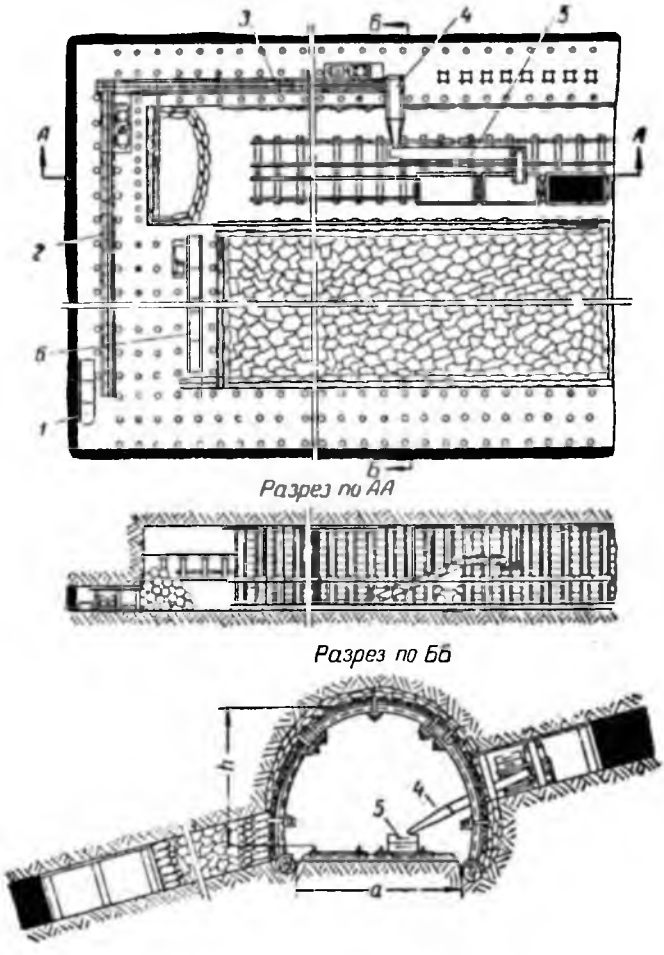


Рис. 199. Проведение штрека широким забоем с доставкой породы в раскоску конвейером:

1 — врубовая машина; *2* и *3* — скребковые конвейеры; *4* — желоб; *5* — перегружатель; *6* — конвейер для породы

вания КШХ. В него входят: комбайн для выемки угля в раскоске, грузчик для погрузки угля в вагонетки, конвейер для доставки угля к погрузочному пункту, закладочная установка, машина для подачи породы на бровку раскоски.

Условные обозначения:

- Зарубка угля
- Спуск врубовой машины
- Бурение шпуров
- Доставка леса
- Крепление
- Выемка угля
- Переноска решетаков
- Взрывание шпуров
- Уборка штыба
- Рпс — Ремонтно-подготовительная смена

График организации работ в забое раскоски

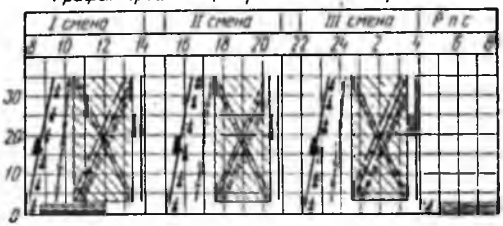


График организации работ в породном забое

Операции проходческого цикла	I смена				II смена				III смена				Р.п.с.		
	8	10	12	14	16	18	20	22	24	2	4	6	8		
Бурение шпуров															
Крепление штрека															
Заряжание и взрывание шпуров															
Уборка породы															
Забутовка породы в раскоску															
Настилка временного пути															
Наращивание вентиляционных труб															
Переноска листов															
Настилка постоянного рельсового пути															

Рис. 200. График организации работ при проведении штрека широким забоем

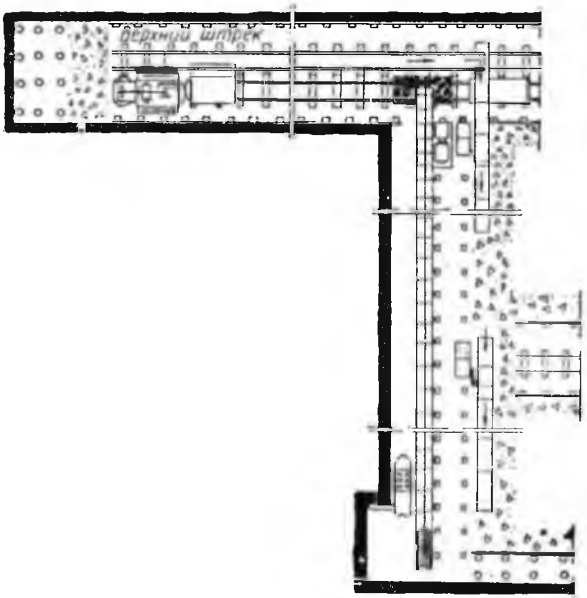


Рис. 201. Проведение штрека широким забоем с опережением забоя штрека

§ 80. ПРОВЕДЕНИЕ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

К числу наклонных выработок относятся бремсберги, уклоны, скаты, ходки, наклонные стволы шахт, наклонные квершлаги и восстающие.

Бремсберги и уклоны имеют ту же форму поперечного сечения, что и штреки, и могут в зависимости от мощности пласта проводиться с подрывкой и без подрывки боковых пород.

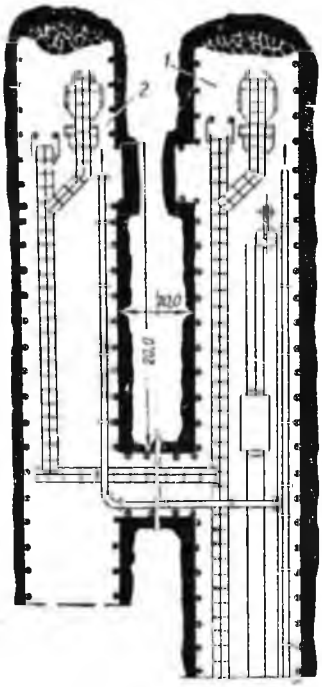


Рис. 202. Проведение наклонных выработок узким забоем (шахта «Журинка»):
1 — бремсберг; *2* — ходок

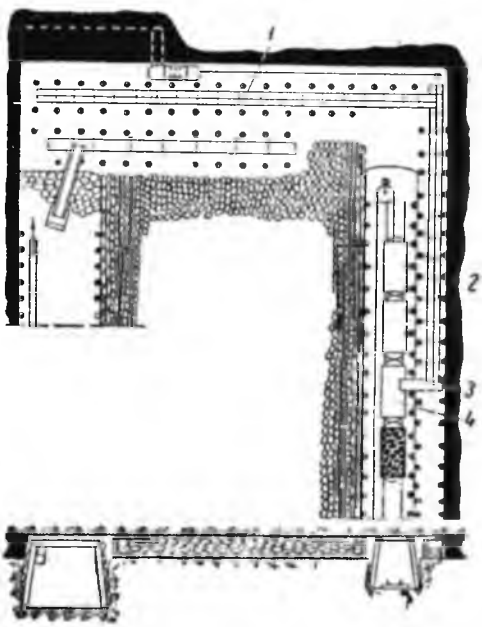


Рис. 203. Схема проведения наклонных выработок широким забоем:
1 — конвейер вдоль забоя; *2* — конвейер на берме вдоль ходка; *3* — желоб; *4* — вагонетка

Капитальные бремсберги и уклоны проводят обычно узким забоем. Рядом с бремсбергом (или уклоном) располагают ходок. Между бремсбергом и ходком оставляют целик угля (рис. 202). При проведении наклонных выработок широким забоем ходок и бремсберг (или уклон) могут иметь общий (рис. 203) или независимые забои по углю, а порода, получаемая от подрывки, помещается в раскоску между этими выработками.

Работы по углю и породе при проведении бремсбергов и уклонов почти не отличаются от аналогичных работ при проведении штреков. Общая же организация работ несколько отлична вследствие особых условий доставки угля и породы, а при проведении уклонов, кроме того, вследствие необходимости откачивать воду.

Место подрывки породы (в кровле или в почве пласта) при проведении бремсберга во многом зависит от способа доставки угля и материалов по промежуточным штрекам и бремсбергу.

Бремсберги можно проводить с применением буровзрывных работ или при углах наклона до 30° — комбайнами ПКГ-3 как по углю, так и с присечкой породы. При малых углах наклона возможно применение комбайна ШБМ-1у.

В первом случае отбойка угля и подрывка породы осуществляются так же, как и при проведении штреков узким забоем. Грузить уголь при небольших углах падения пластов можно погрузочными машинами. Погрузочная машина «Проходчик» (см. рис. 86) может грузить породу при углах наклона бремсберга до 30°. Транспортировка угля и породы от забоя до штрека или до места погрузки в вагонетки осуществляется скребковыми конвейерами. Доставляют материалы лебедкой, устанавливаемой в откаточном штреке. Один конец подъемного каната закрепляют при этом на барабане лебедки, а другой перебрасывают через направляющий шкив и прицепляют к поднимаемой вагонетке. Для большей независимости работ по углю от работ по породе конвейер можно устанавливать не непосредственно в бремсберге или ходке, а на берме за крепью выработки, аналогично описанному выше при проведении штреков узким забоем.

Возможна и другая организация проведения бремсберга и ходка: сначала при помощи нарезного комбайна КН-1 или КН-2 проходят выработки только по углю на всю длину бремсберга (или ходка), а затем в направлении снизу вверх или сверху вниз производят подрывку породы и возведение постоянной крепи.

В период проведения бремсберг с ходком сбивают просеками, причем после окончания проведения нового просека предыдущий закрывают одной или двумя перемычками. Забои выработок проветривают при помощи вентиляторов частичного проветривания, нагнетающих воздух по трубам.

Проветриванию при проведении бремсбергов необходимо уделять особое внимание в шахтах, опасных по газу, так как метан, скапливаясь в верхней части выработки — забое, создает опасность возникновения взрыва газа. В целях большей безопасности в шахтах III категории по газу и сверхкатегорных бремсберги проводят сверху вниз, как уклоны.

Примером организации работ по проведению бремсберга по углю может служить проведение бремсберга на шахте «Журинка-3» в Кузбассе по пласту мощностью 4,5 *м* с углом падения 5°. Бремсберг сечением вчерне 6,4 $м^2$ проводили параллельно с ходком и крепили неполными крепежными рамами, устанавливаемыми на расстоянии 0,9 *м* одна от другой.

Отбойку угля производили при помощи взрывных работ. Отбитый уголь грузили машиной С-153 на скребковый конвейер СКР-11. Забой проветривали вентилятором частичного проветривания типа «Проходка-500-2м».

Цикл выполняли за 3 часа, забой подвигался за один цикл на 2—2,2 *м*. За месяц было пройдено 335 *м* бремсберга, не считая 75 *м* вентиляционных просеков.

Проведение бремсберга широким забоем одновременно с ходком (рис. 203) применяют при угле падения до 20—25° в породах различной устойчивости. Ширину забоя по углю определяют в зависимости от мощности пласта и сечения бремсберга и ходка тем же способом, что и при проведении штреков широким забоем, и с таким расчетом, чтобы вся порода от подрывки поместилась в раскоске.

Зарубка по углю производится врубовой машиной, отбойка — при помощи взрывных работ с бурением шпуров ручными электросверлами. Доставка угля вдоль забоя и погрузка в вагонетки осуществляются скребковыми конвейерами. Чтобы не мешать уборке породы, конвейер, идущий вдоль бремсберга, устанавливают на берме за крепью, аналогично описанному выше.

Бурение шпуров по породе производят колонковыми электросверлами, а уборку породы из подрывки в раскоску — скрепером.

Уклоны чаще проводят узким забоем. При широком забое схема работ остается примерно той же, что и при проведении бремсберга.

Уклоны узким забоем проводят обычно одновременно с двумя ходками, расположенными по обеим сторонам уклона на расстоянии не менее 25 *м* от него.

Уклоны можно проводить сверху вниз, а ходки снизу вверх (рис. 204, *а*), при этом через каждые 50—75 *м* из уклона проводят штреки, из которых засекают и проводят сначала один (например, левый), а затем другой (правый) ходки. Возможна схема проходки, при которой один из ходков проводят сверху вниз, а уклон и другой ходок — снизу вверх из штреков, проводимых из первого ходка (см. рис. 204, *б*).

При значительном выделении метана уклон и оба ходка проводят самостоятельными забоями сверху вниз.

Работа по углю и породе организуется обычно так же, как и при проведении штреков узким забоем.

Уголь и породу из забоев выработок, проводимых сверху вниз, выдают скребковыми и ленточными конвейерами. Если уголь и порода грузятся в вагонетки, то последние поднимают на горизонт штрека подъемной лебедкой.

При проведении выработки снизу вверх выдача угля и породы до горизонта промежуточного штрека и погрузка вагонеток производятся конвейерами, как при проведении бремсбергов.

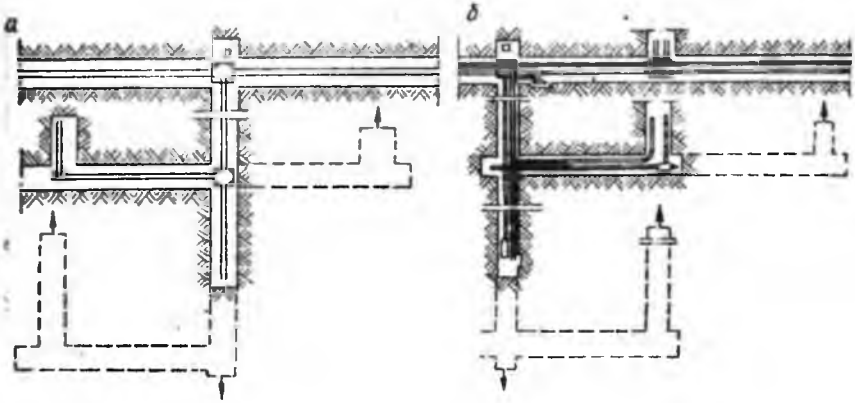


Рис. 204. Проведение уклона с двумя ходками

Проветривают забои при помощи труб и вентилятора. Для откачки воды вблизи забоя выработки, проводимой сверху вниз, устанавливают насос.

Для уборки породы при проведении уклонов до 25° применяют погрузочные машины ПМУ-2 и «Проходчик» (см. рис. 85 и 86).

При углах наклона до 15° для проходки уклонов как по углю, так и с присечкой породы можно применять комбайны ПКГ-3.

Скаты при незначительном сроке службы проводят только по углю без подрывки боковых пород. При большом количестве пропускаемого груза и длительном сроке службы скаты проводят с подрывкой породы. Ширина ската определяется его назначением и чаще всего бывает 2 *м* с тем, чтобы его можно было разделить на два отделения: грузовое — для спуска угля и ходовое — для передвижения людей во время ремонта или пропуска застрявшего угля. Передвижение людей по скату, по которому происходит спуск угля, запрещается. Для этой цели служат специальные ходки, которые проводят параллельно скату.

Выемку угля в забое ската можно производить отбойными молотками и при помощи взрывных работ.

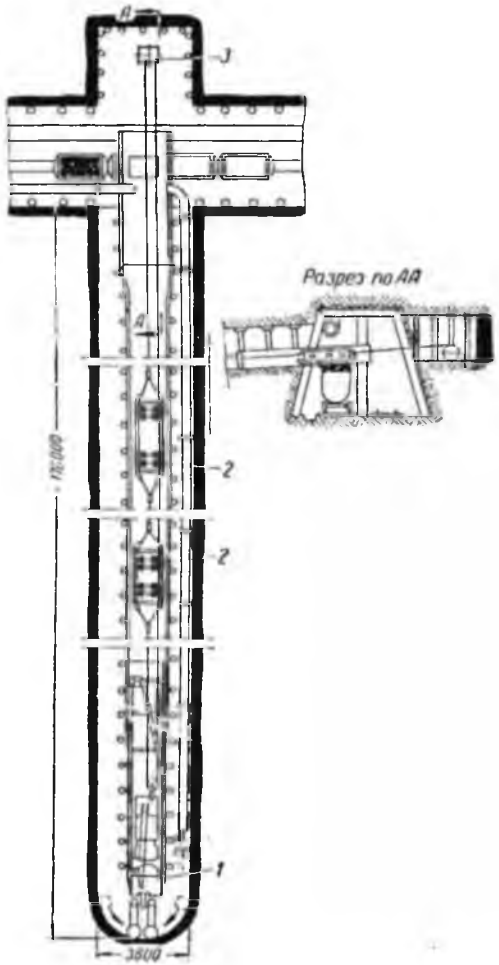


Рис. 205. Проходка разрезной печи нарезным комбайном КН-1:
1 — комбайн; *2* — скрепер; *3* — лебедка

Проветривают забой ската путем нагнетания воздуха по трубам вентиляторами частичного проветривания.

Особое внимание необходимо обращать на проветривание при проведении восстающих выработок в газовых шахтах, так как метан, будучи легче воздуха, всегда скопляется в глухих восстающих выработках.

Для механизации работ по проведению скатов и других восстающих выработок, проводимых по углю, применяют сбоечно-бурильные машины (см. рис. 75).

Сбоечно-бурильной машиной в месте, предназначенном для проведения ската, пробуривают скважину, обеспечивающую проветривание и, следовательно, свободное удаление метана, затем скат расширяют до необходимого сечения отбойными молотками или при помощи взрывных работ.

Восстающие обычно проводят снизу вверх. Поскольку в данном случае выработка проводится по однородным породам, организацию работ в обшем принимают такой же, как при углубке стволов шахт, — снизу вверх узким сечением. Расположение шпуров см. на рис. 172.

Наклонные квершлаги проводят также при помощи взрывных работ. Организация работ та же, что и при проведении бремсбергов или уклонов узким забоем, с тем лишь отличием, что отсутствуют работы по углю.

Разрезные печи проводят буровзрывным способом или нарезными комбайнами КН-1 или КН-2 (рис. 205). Уголь в последнем случае выдают телескопическими конвейерами или скреперами.

§ 81. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ОСОБЫХ УСЛОВИЯХ

Проведение выработок при наличии неустойчивых обводненных пород

В некоторых месторождениях угля, как например, в Подмосковном бассейне, в кровле или почве пласта залегают водоносные пески или плывуны. В таких условиях, если не применять специальных мер по осушению пород, возникает опасность прорыва в выработки воды с песком, что может вызвать выход из строя отдельных участков и даже всей шахты в целом.

Особая опасность возникает в тех случаях, когда вода в песках (или плывунах) находится под напором. Средствами осушения пород являются: *забивные фильтры, сквозные фильтры и скважины,* проводимые с поверхности, через которые вода откачивается при помощи специальных насосов.

Чаще всего применяют забивные фильтры. Такой фильтр представляет собой трубу с отверстиями, длиной 1,5—3 *м* и диаметром 50—63 *мм,* которая забивается в кровлю или почву

пласта и служит для спуска воды. Для удобства забивания конец трубы заостряют. Диаметр отверстий в трубе зависит от крупности зерен водоносной породы и бывает от 2 до 6 *мм*. При залегании водоносных пород, подлежащих осушению, на более значительных расстояниях от пласта забивные фильтры могут иметь и большую длину (10—15 *м*). В последнем случае скважины для фильтров бурят при помощи станков, и собственно фильтром является только часть буровых труб, приходящаяся на участок водоносных пород. При наличии напорных вод конец буровых труб снабжается специальным клапаном. Расстояние между забивными фильтрами зависит от характера осушаемых пород и обычно принимается в пределах 15—25 *м*. Через вновь установленный фильтр сначала вытекает вода с большим содержанием мелкого песка и ила, но уже через 1,5—2 часа из него начинает поступать чистая вода. Приток воды, как правило, не превышает 10—15 $м^3/час$. Продолжительность действия фильтра в обычных условиях не превышает 2—3 мес.

Сквозные фильтры представляют собой скважины, пробуренные с поверхности в горную выработку и оборудованные на участке осушаемых пород фильтром. Сквозные фильтры применяют реже забивных, и служат они для осушения пород, расположенных на сравнительно значительном расстоянии от угольного пласта, но при неглубоком залегании последнего.

Для снижения напора воды в подошве выработки служат водопонижающие колодцы, заглубляемые на 1,5—2 *м* в водоносные породы с расчетом понижения уровня воды на участке не менее чем на 1 *м* ниже подошвы пласта.

Большие прорывы воды при проведении квершлагов могут возникать также при сильно водоносных известняках и трещиноватых песчаниках, а также в зонах геологических нарушений (сбросовые трещины и т. п.). В таких случаях следует из забоя квершлага бурить передовые скважины: горизонтальные по оси выработки длиной около 5 *м* и наклонные длиной 3—4 *м* через 2—3 *м* в бока и в подошву выработки с наклоном в сторону направления проходки. Концы передовых скважин всегда должны опережать забой выработки на 1—2 *м*.

При значительных притоках применяют предварительную цементацию пород.

Проведение выработок по пластам, опасным по выбросам угля и газа[1]

По «Правилам технической эксплуатации угольных шахт» при подготовке новых горизонтов до вскрытия пластов, которые мо

[1] См. гл. XX и § 92 Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах и приложение к нему № 3.

гут дать выброс угля и газа, должна быть проведена вентиляционная сбойка по соседнему угольному пласту или по породе и налажено проветривание подготовляемого горизонта за счет общей вентиляционной струи (общей депрессии).

При приближении забоя выработки, вскрывающей такой пласт, необходимо, начиная с расстояния 10 *м* от пласта, вести две разведочные скважины глубиной не менее 6 *м* каждая. Глубина и направление скважин должны обеспечить разведку пятиметровой толщи пород по нормали к плоскости пласта и пересечение пласта скважинами на полную мощность. Непосредственно перед обнажением пласта взрыванием зарядов толща породы между пластом и забоем выработки должна быть не менее 1 *м*. Во время взрывания зарядов при вскрытии пласта должны быть выведены люди из выработок крыла данного горизонта, а также из выработок, расположенных на исходящей струе.

Проведение основных подготовительных выработок по пласту, опасному в отношении выбросов угля и газа, при устойчивых боковых породах должно производиться с применением сотрясательного взрывания в соответствии с § 492—508 Единых правил безопасности при взрывных работах.

При неустойчивых породах подготовительные выработки проводят с передовыми скважинами диаметром не менее 200 *мм*, так как сотрясательное взрывание может вызвать обрушение боковых пород. В пластах пологих с ясно выраженным кливажем забой выработки желательно располагать под углом к направлению кливажа.

Число передовых скважин должно быть не менее двух при глубине 15—20 *м* и опережении забоя выработки не менее 10 *м*. В крутых пластах одну скважину следует располагать в средней части забоя, а другую так, чтобы она своим забоем оконтуривала выработку наверху. В пологих пластах скважины должны оконтуривать штрек с двух сторон по ширине.

При крутом падении пластов целесообразной может оказаться передовая крепь в верхнем кутке забоя. Передовая крепь служит для поддержания нависающего целика угля и осуществляется следующим образом. В верхнем углу забоя, в зависимости от мощности пласта, пробуривают три-четыре скважины диаметром 200—300 *мм* и глубиной по 3 *м* под углом 10—15°. Сразу же после окончания бурения в каждую скважину вставляют распил шириной, соответствующей диаметру скважины. Наружные концы распилов подкрепляют крепежными рамами. После этого приступают к выемке угля на глубину 2 *м*, оставляя 1 *м* невынутого угля для поддержания переднего конца передовой крепи. В дальнейшем операции повторяют.

Передовую крепь в сочетании с сотрясательным взрыванием рекомендуется применять также на пластах, в которых в результате внезапных выбросов получаются большие пустоты, затрудняющие ведение горных работ.

При крутых пластах, опасных в отношении выбросов угля и газа, наибольшую опасность представляет проведение восстающих выработок. Поэтому эти выработки следует проводить с предварительным бурением скважин при помощи сбоечно-бурильных машин и с последующим расширением скважин до заданного сечения выработок сверху вниз.

Проведение выработок в районе старых выработок, заполненных водой или газом

При наличии старых выработок, которые могут быть заполнены водой или газом, маркшейдер шахты на основании старых планов и журналов, а при отсутствии их — на основании специальных разведочных работ должен нанести на маркшейдерском плане границы безопасного ведения горных работ. К моменту приближения горных выработок к границе безопасной зоны должен быть составлен проект работ, предусматривающий меры защиты от прорыва воды или газа.

Проведение для спуска воды (или газа) выработок за границей безопасной зоны должно производиться при соблюдении следующих требований. Выработки следует проводить по специальному проекту узким забоем с передовым бурением и с постоянным опережением забоя выработки скважинами длиной не менее 20 *м* и диаметром не более 75 *мм*. Устья скважин должны быть надлежащим образом закреплены и оборудованы задвижками для регулирования притока воды.

Для предохранения от внезапного прорыва воды устраивают водонепроницаемые перемычки с дверями, открывающимися в сторону ожидаемого притока воды. Если перемычку устанавливают непосредственно у забоя, то ее делают глухой и скважины бурят из-за перемычки.

В плане предупреждения и ликвидации аварий должны быть предусмотрены пути для выхода людей. Эти пути должны быть хорошо освещены, содержаться в исправности, не должны загромождаться вагонетками, лесом и т. п. Вдоль одной из стенок выработки на высоте 1—1,5 *м* должны быть устроены поручни или протянут канат.

§ 82. КРЕПЛЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Деревянная крепь

Для обеспечения безопасности работ крепление выработок должно быть своевременным, а сама крепь — устойчивой и иметь форму, соответствующую условиям залегания пород и выбранной форме сечения выработок.

Крепление производят после уборки подорванной породы и выравнивания кайлой или отбойным молотком боков, подошвы и кровли выработки.

При выборе той или иной крепи необходимо учитывать не только величину давления, но и его направление, которое может проявляться сверху, с боков и снизу. При давлении снизу породы выдавливаются в выработку со стороны ее подошвы.

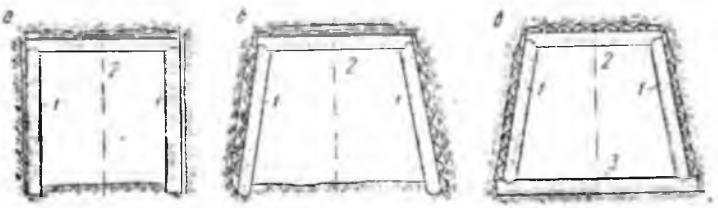


Рис. 206. Крепление горизонтальной выработки деревом:
а, б — неполная крепежная рама; *в* — полная крепежная рама; *1* — стойки; *2* — верхняк; *3* — лежень

При незначительном давлении только сверху можно иногда ограничиться постановкой стоек между кровлей и подошвой выработки с одной или с обеих ее сторон, причем для большей устойчивости между кровлей и стойкой могут прокладываться либо целые обаполы, либо короткие отрезки пластин — *подлапки.*

При более значительном давлении со стороны кровли выработку крепят *верхняком,* т. е. горизонтальной балкой, которую заводят концами в лунки в боках выработки, и кровлю между двумя соседними верхняками затягивают *затяжками.*

Чаще же всего горизонтальные выработки крепят *неполными крепежными рамами* (рис. 206, *а, б*), состоящими из двух *стоек* и *верхняка.*

При вспучивающихся породах почвы иногда еще добавляют *лежень,* на который опираются стойки. Такой вид крепи носит название *полной крепежной рамы* (рис. 206, *в*).

Верхняк соединяется со стойкой рамы посредством специальной врубки, которая называется *замком* (рис. 207, *а*). Наиболее часто делают *замок в лапу,* который применяют и при верхнем

и при боковом давлении с изменением лишь характера врубки (рис. 207, *а*, *б*), или при отсутствии бокового давления — в паз (рис. 207, *в*).

Верхняк рамы рассчитывают, как балку, свободно лежащую на двух опорах. При симметричной параболически распределенной нагрузке максимальный изгибающий момент M будет соответствовать середине верхняка и равен

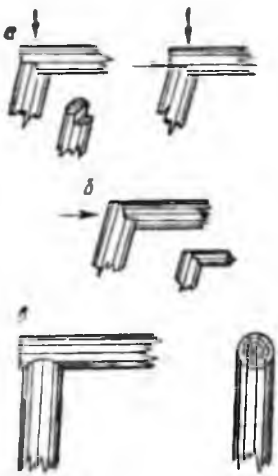


Рис. 207. Соединение верхняка со стойкой:
а — в лапу при верхнем давлении; *б* — в лапу при боковом давлении; *в* — в паз

$$M = \frac{5apl^2}{48}, \quad кгсм, \tag{78}$$

где a — расстояние между рамами, *см*;
p — давление горных пород на единицу площади, *кг/см²*;
l — пролет выработки, *см*.

С другой стороны, из сопротивления материалов известно, что

$$W = \frac{M}{k}, \tag{79}$$

где M — изгибающий момент, *кгсм*;
k — допустимое напряжение на изгиб, *кг/см²*;
W — момент сопротивления сечения переклада, для круглого леса равный

$$W = \frac{\pi d^3}{32}, \quad см^3. \tag{80}$$

где d — диаметр верхняка, *см*.

Подставляя в выражение (79) значения M и W, получим уравнение

$$\frac{\pi d^3}{32} = \frac{5apl^2}{48k},$$

решая которое относительно d, найдем толщину верхняка

$$d = \sqrt[3]{\frac{10apl^2}{3\pi k}}, \quad см. \tag{81}$$

Толщина стойки крепежной рамы обычно равна толщине верхняка или несколько меньше ее.

При установке рам сначала устанавливают стойки, а затем накладывают верхняк. До полного укрепления рамы стойки удерживаются специальными *лапками* (рис. 208, *а*), упирающимися одним концом в подошву выработки, а другим — в стойку.

или при помощи *обапола* (рис. 208, *б*), который одним концом пришивают гвоздями к стойкам ранее установленных рам, а другим — к устанавливаемой стойке. После установки раму укрепляют *клиньями*, которые должны забиваться возле самого замка со стороны кровли и бока.

В целях предотвращения выпадения кусков породы бока и кровлю выработки затягивают обаполами или расколотыми стойками старой крепи, которые должны плотно прилегать к породе.

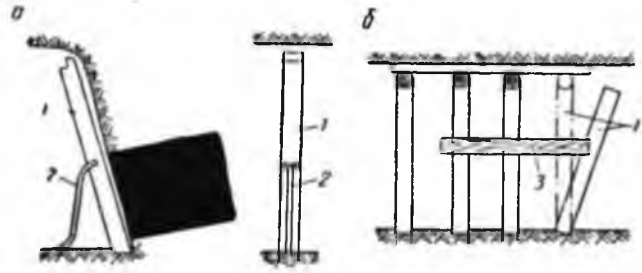


Рис. 208. Поддержание стоек при установке рамы:
а — при помощи лапок; *б* — при помощи обапола; *1* — стойка; *2* — лапка; *3* — обапол

Чтобы под влиянием бокового давления пород стойки крепежной рамы не выжимались внутрь выработки и тем самым не нарушали прочности крепи, в подошве выработки делают специальные углубления — *лунки*, в которые заводят нижние концы стоек Глубина этих лунок зависит от крепости пород; в крепких породах лунки делают глубиной около 10 *см*.

При пологом падении пластов верхняки крепи могут быть расположены горизонтально или наклонно, параллельно кровле пласта (см. рис. 183). Наклонно верхняки укладывают в тех случаях, когда угол падения пласта меньше 12°.

Способ установки крепежных рам при проведении штреков на крутых пластах показан на рис. 209. Если под штреком отсутствует целик, то стойка упирается в дополнительную стойку, заведенную в лунки в кровле и почве пласта (рис. 209, *а*). При отсутствии целика над штреком ставят *перекрышную крепь* (рис. 209, *б*).

Расстояние между отдельными крепежными рамами зависит от давления окружающих пород и бывает равно 0,5—2 *м*. Такая крепь носит название крепи *вразбежку*. При неустойчивых породах крепь делается *сплошной*, т. е. рамы устанавливают вплотную одна к другой.

Описанная выше крепь является *жесткой*, т. е. воспринимающей сразу давление пород. Зачастую такая крепь не выдержи-

вает первичного горного давления и разрушается. Для предотвращения этого применяют *податливую крепь*, которая при первичном давлении опускается совместно с породой без поломок, а затем противодействует постоянному давлению, как жесткая крепь.

Наиболее часто встречающимся видом податливой деревянной крепи являются заостренные на конус («на карандаш») или в виде пирамиды стойки крепежной рамы. При давлении пород происходит смятие заостренной части стоек, вследствие чего вся рама опускается, а затем уже сопротивляется давлению, как рама без заостренных стоек. Нормальная затеска ножек обеспечивает опускание верхняков до 15—20 *см*.

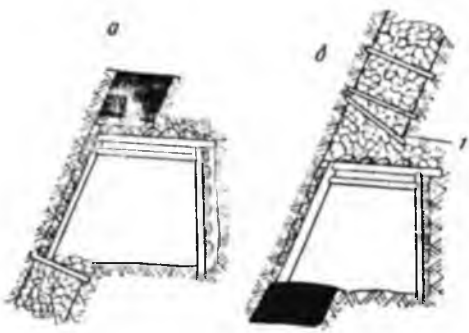


Рис. 209. Крепежная рама при крутом падении пласта в случае отсутствия околоштрековых целиков:
а — при отсутствии целика под штреком; *б* — при отсутствии целика над штреком; *1* — перекрышная крепь

Срок существования податливой крепи в несколько раз выше, чем жесткой крепи.

При значительном давлении горных пород и в особенности при длительном сроке существования выработки применяют *усиленную крепь* (рис. 210), которую иногда называют стропильной крепью.

При возведении крепи необходимо следить за тем, чтобы размеры штрека соответствовали принятому паспорту. Кроме того, крепь должна быть выполнена тщательно: замки сделаны правильно, т. е. форма замка должна соответствовать направлению давления, а отдельные части рамы плотно соприкасаться, лунки должны быть соответствующей глубины, рамы — поставлены правильно, т. е. вертикально и перпендикулярно оси выработки, и хорошо расклинены. Все имеющиеся между крепью и породой пустоты необходимо хорошо забутить.

Для каждой вновь проводимой основной выработки утверждают паспорт крепления (сечение выработки, род и вид крепи и пр.). Ежемесячная приемка подготовительных выработок производится по специальным актам с обязательным участием шахтного маркшейдера и с установлением в акте соответствия произведенных работ утвержденному паспорту.

Крепление бремсбергов и уклонов производится так же, как и штреков. Скаты обычно крепят в рамку: по подошве и кровле укладывают распилы или кругляки и между ними устанавли-

вают три стойки — по одной у боков выработки и одна в середине для разделения сечения ската на грузовое и ходовое отделения. Так как скат служит для спуска угля самотеком, то подошву, кровлю и бока его обшивают досками. При углах падения до 40° подошву, а иногда и бока ската обшивают стальными листами.

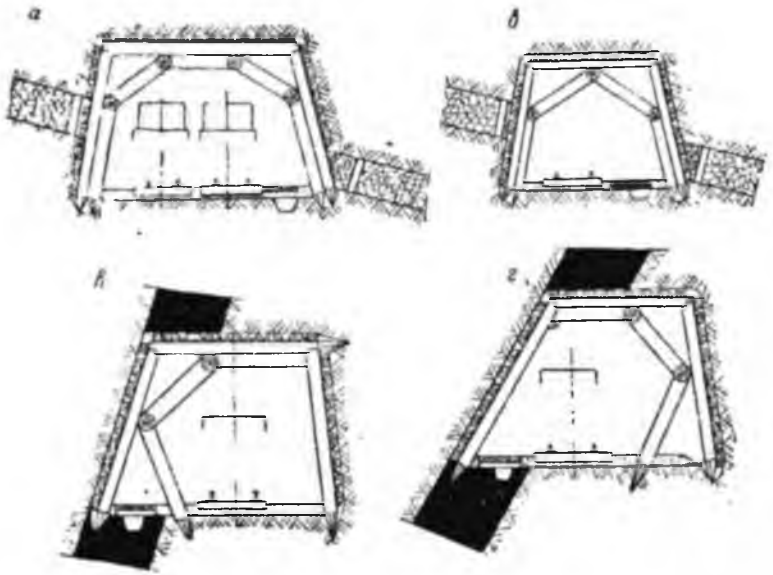


Рис. 210. Усиленная крепь:
а и *б* — при пологом падении; *в* и *г* — при крутом падении

Капитальные скаты в отдельных случаях можно крепить бетоном.

Печи и просеки крепят в рамку. Таким же способом крепят косовичники и ходки в раскоске.

При проведении штреков в породах, приближающихся по своим свойствам к породам пластичным и склонным к вспучиванию, необходимо разгрузить подошву выработки от давления, передаваемого на нее через целики или породные полосы.

При проведении выработки узким забоем это достигается путем выемки угля с обеих ее сторон на ширину 2,5—3 *м*. Саму выработку крепят жесткой усиленной крепью (рис. 211, *а*), а с боков ее выкладывают костры и пробивают один ряд органки. В таких случаях под влиянием давления кровли породы почвы будут вспучиваться по бокам выработки, заполняя оставленные пространства, выработка же будет стоять без повреждения. При проведении выработок широким забоем применяют двухсторон

нюю раскоску (рис. 211, *б*) с выкладкой с каждой стороны выработки по две полосы и с оставлением свободного пространства между ними шириной 4,5—5 *м*.

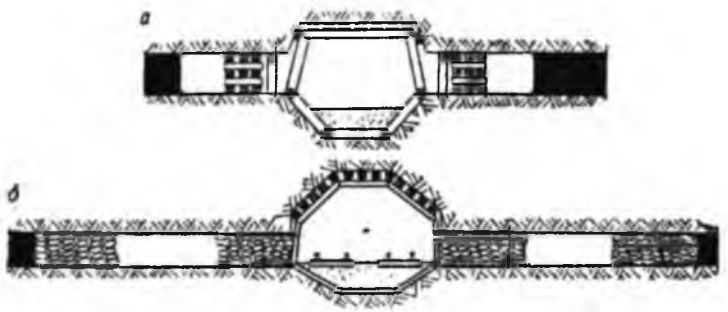


Рис. 211. Крепь выработки при пучащей почве:
а — при проведении узким забоем; *б* — при проведении широким забоем

В последнее время для борьбы с пучением пород как в Советском Союзе, так и в зарубежных странах стали применять *штанговую* (анкерную) *крепь* (см. ниже).

Металлическая крепь

Основными преимуществами металлической крепи по сравнению с деревянной являются меньшая стоимость поддержания выработок и значительная податливость крепи при соответствующей конструкции.

Металлическая крепь может быть установлена в виде *крепежных рам* (рис. 212) или в виде *арок* (рис. 213), причем й та и другая крепь, в зависимости от условий, может быть жесткой или податливой.

Материалом для металлической крепи служат рельсы, двутавровые и швеллерные балки № 14 или 16. Жесткая металлическая крепь обычно состоит из двух или трех частей, соединяемых между собой при помощи накладок и болтов.

Стойки рам ставят под углом 80° в лунки глубиной 200 *мм*. При желании придать крепи незначительную податливость стойки устанавливают на деревянные подкладки, укладываемые в лунки. Для придания крепи большей устойчивости отдельные рамы соединяют между собой тягами или болтами. Бока выработок за рамами затягивают затяжками.

Шарнирная металлическая крепь (рис. 213) состоит из отдельных частей, заканчивающихся обхватами, и деревянных прогонов диаметром 170—200 *мм*. Обхваты изготовляют из двух согнутых уголков или специально отливают из стали и привари-

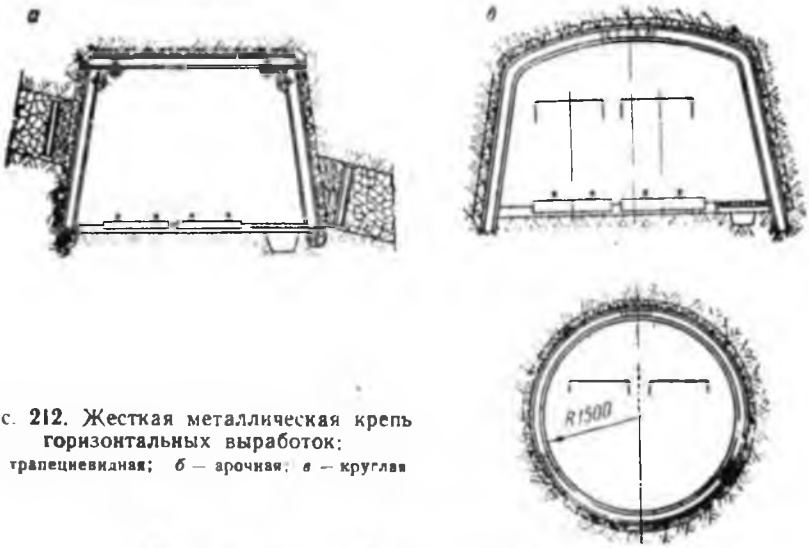


Рис. 212. Жесткая металлическая крепь горизонтальных выработок:
а — трапециевидная; *б* — арочная; *в* — круглая

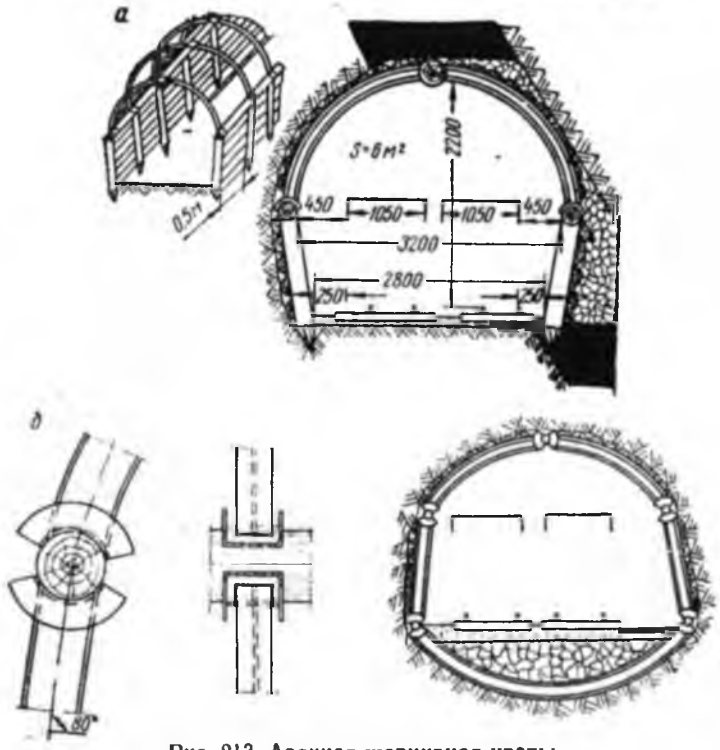


Рис. 213. Арочная шарнирная крепь:
а — на стойках; *б* — с обратным сводом

вают к металлическим элементам крепи. Для прогонов следует применять крепкие сорта леса (желательно дуб), предварительно пропитанного антисептиком.

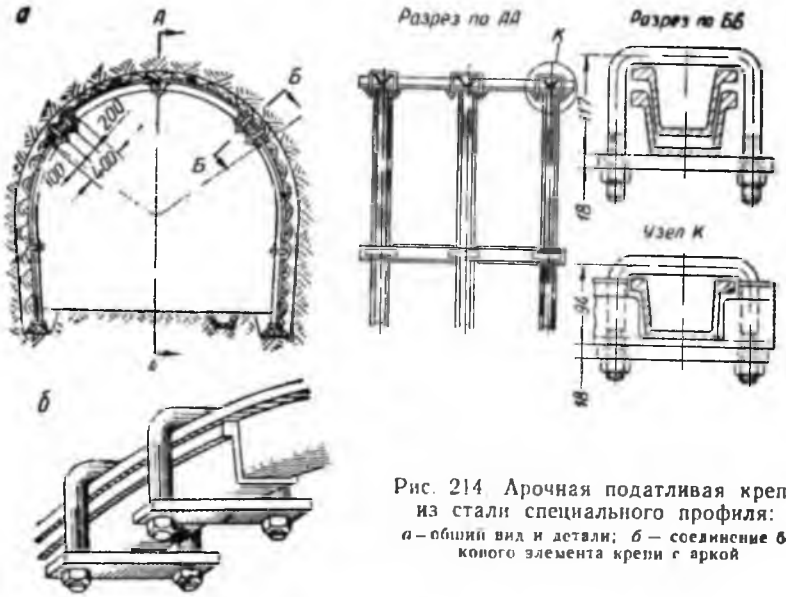


Рис. 214. Арочная податливая крепь из стали специального профиля:
а – общий вид и детали; *б* – соединение бокового элемента крепи с аркой

Стойки шарнирной арки (рис. 213, *а*) устанавливают в лунки. Для обеспечения устойчивости шарнирной крепи деревянные

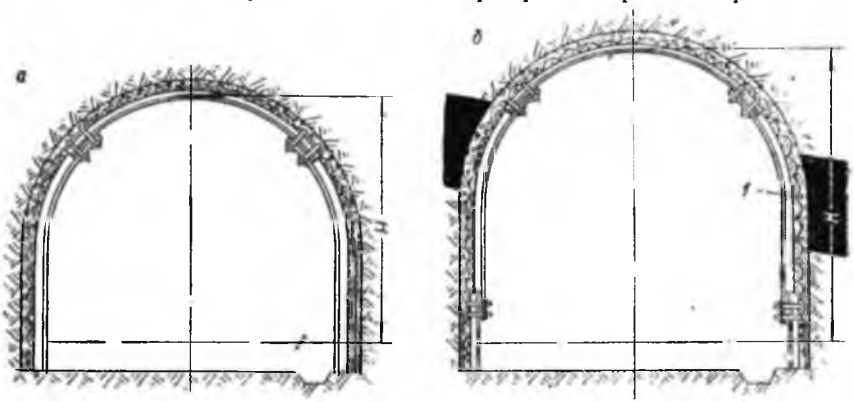


Рис. 215. Арочная податливая крепь:
а – трехшарнирная – АК; *б* – пятишарнирная – АКП

прогоны берут длиной 2—2,5 *м*, что обеспечивает объединение трех-пяти арок в одно звено.

На рис. 213, *б* показана шарнирная арочная крепь с обратным сводом (в подошве). Слева указана деталь опоры отдельных элементов крепи на прогон.

Арочная податливая крепь (АП) из стали специального профиля (рис. 214) состоит из трех элементов — двух боковых и верхней арки, концы которой вставляют в боковые элементы на 400 *мм*. Крепь АП получила наибольшее распространение из всех видов металлической крепи.

При давлении на арку вышележащих пород податливость достигается за счет сил трения боковых поверхностей элементов крепи. Боковые элементы крепи соединяются с аркой при помощи зажимов в виде хомутов с гайками, затягиванием которых можно регулировать степень податливости крепи.

При сильном затягивании гаек можно добиться полной жесткости крепи.

Крепь АП устанавливают более широкой открытой частью спецпрофиля в сторону породы.

На шахтах Лисичанского совнархоза внедряют трехшарнирную крепь АК и пятишарнирную АКП (рис. 215), которая при установке широкой стороной (открытой) спецпрофиля обращается внутрь выработки, что предотвращает кручение элементов крепи.

В отличие от крепей АП и АК боковые элементы крепи АКП состоят из двух частей — верхней и нижней, соединенных хомутами. За счет этого податливость ее увеличивается до 750 *мм*, тогда как податливость крепей АП и АК составляет всего около 250 *мм*. Поэтому крепь АКП можно применять в зоне влияния очистных работ и при проведении штреков широким забоем.

В зависимости от величины давления горных пород расстояние между рамами, арками или кольцами как жесткой, так и податливой крепи принимают в пределах от 0,5 до 1—1,1 *м*.

Установку кольцевой металлической крепи начинают с укладки нижней части кольца.

При шарнирной податливой крепи первым устанавливают верхний прогон, один конец которого опирается на вырубку, сделанную в предыдущем прогоне, а другой — на специально поставленную стойку (рис. 216, *а*).

Во избежание выскакивания конца прогона из вырубки (замка) (рис. 216, *б*) концы двух смежных прогонов соединяют железной скобой. Боковые прогоны укладывают, как и верхние: одним концом на вырубку ранее установленного прогона, а другим — на временную стойку.

Для установки нижнего элемента крепи нижний конец его ставят на лежень, а верхний подводят под боковой прогон и ударами доводят до требуемого положения. После установки

последнего элемента, приходящегося на данный боковой прогон, временную стойку, поддерживавшую его, выбивают. Между сегментами смежных рам, параллельно оси выработки, забивают по две-три стойки диаметром 6—7 *см* или сегменты соединяют металлическими стяжками.

Крепь после проверки правильности установки тщательно расклинивают, причем клинья должны забиваться против прогонов. Затяжку крепи и забутовку свободных пространств производят так же, как и при установке деревянной крепи.

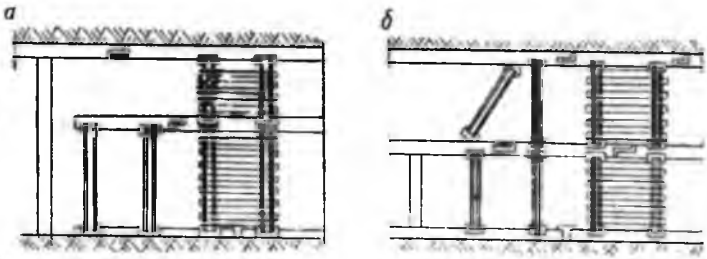


Рис. 216. Установка шарнирной арочной крепи:
а — установка прогонов и нижнего элемента крепи; *б* — установка арки

Соединение отдельных элементов крепи из стали специального профиля начинают с проверки правильности напуска верхнего элемента относительно боковых; этот напуск должен быть равен 400 *мм*. Концы отдельных элементов крепи должны выступать из хомутов на 100 *мм*.

После проверки размеров напусков приступают к затягиванию хомутов. В момент установки крепи хомуты следует затягивать примерно наполовину, дополнительно подтягивая их после того, как арка воспримет горное давление.

Арки между собой соединяют тремя симметрично расположенными тягами.

Необходимо тщательно следить за тем, чтобы все свободное пространство между затяжками и породой было равномерно заполнено мелкой породой, так как при плохой забутовке металлическая крепь может смещаться и изгибаться.

Для облегчения сборки и установки арочной крепи в шахте следует предварительно собирать арки на поверхности и нумеровать их отдельные части.

Штанговая крепь

Штанговая крепь (рис. 217) основана на увеличении несущей способности прилегающих к выработке пород путем схватывания их отдельных слоев штангами, устанавливаемыми в специально пробуриваемые для этого скважины.

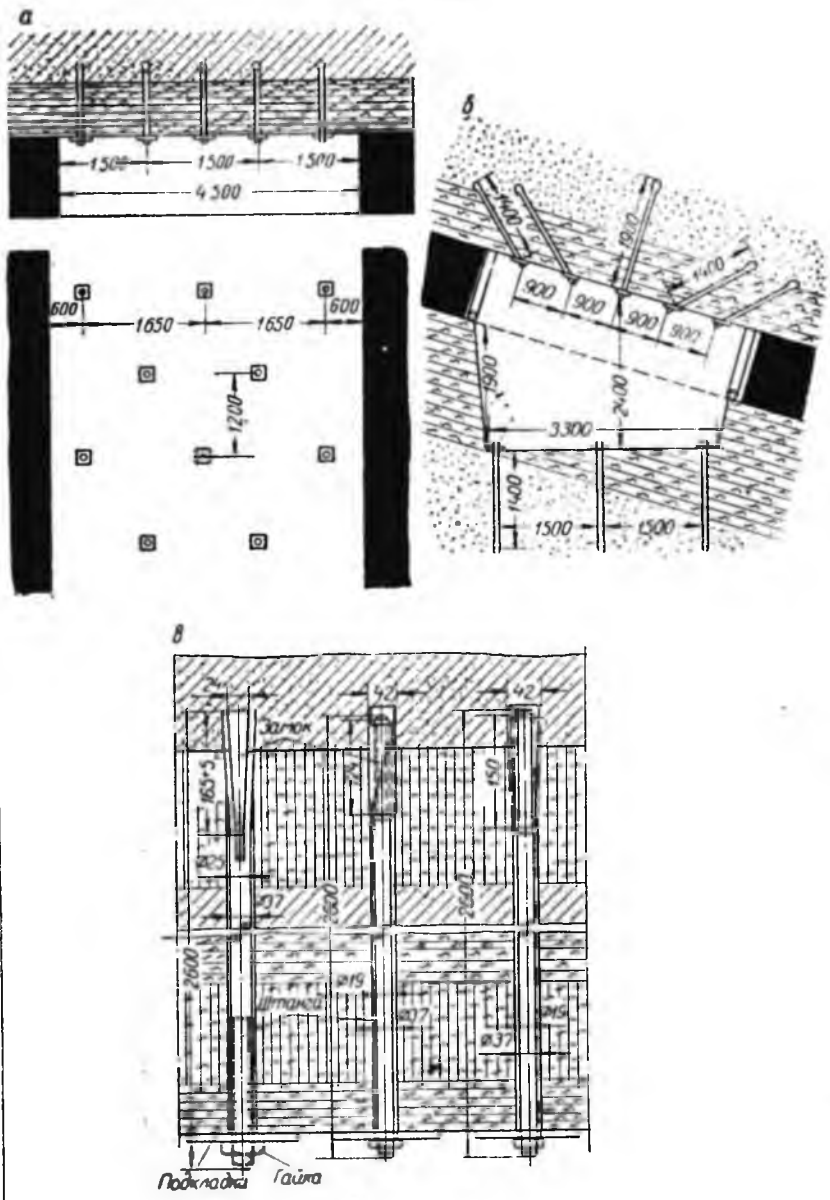


Рис. 217. Штанговая крепь:

а — крепление кровли в камере; *б* — крепление кровли и подошвы штрека; *в* — детали штанговой крепи

Чтобы штанги работали надежно, их необходимо прочно раскреплять в скважинах при помощи специального устройства, получившего название замка. В мировой практике существует очень много конструкций замков, но в основном их можно разделить на два типа (рис. 218): *клинощелевые* и *распорные*.

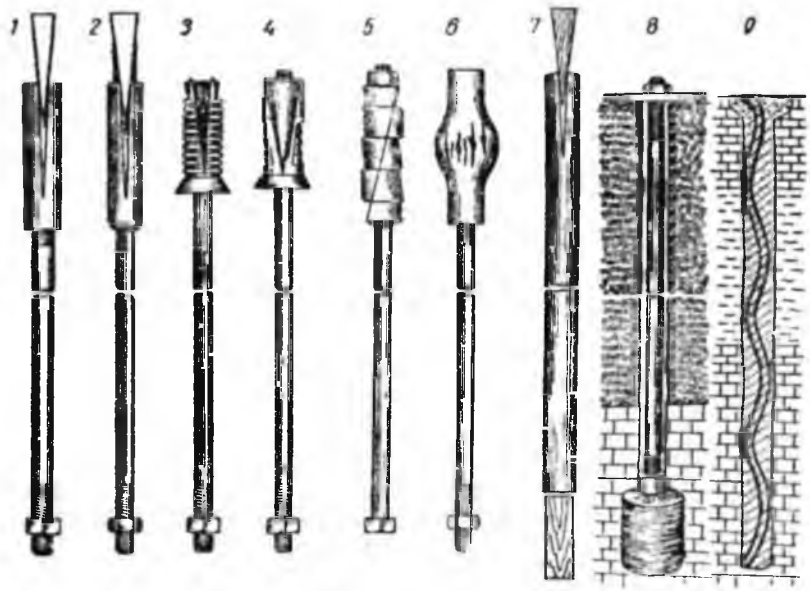


Рис. 218. Типы штанговой крепи:

1 — клинощелевая извлекаемая; *2* — клиномуфтовая; *3* — распорная панцирного типа; *4* — распорная с двумя боковыми клиньями; *5* — распорная с двумя взаимно-заменяемыми клиньями; *6* — замок, образующийся при взрыве заряда ВВ; *7* — деревянная; *8* — железобетонный замок; *9* — железобетонная крепь с арматурой периодического профиля

У клинощелевой штанги на конце делают продольную щель, в которую входит *клин,* расширяющий расщепленную часть штанги и прижимающий ее к стенкам скважины. Клинощелевые штанги называют просто *клиновыми.*

Распорные штанги закрепляют в скважине за счет расширения не самой штанги, а специальной детали, распираемой при помощи входящего в нее устройства той или иной конструкции.

На противоположном замку конце штанги имеется резьба, на которую может навинчиваться гайка.

Между породой и гайкой перед ее завинчиванием устанавливают деревянную или металлическую *опорную плиту* (см. рис. 217, *в*). В случае необходимости плита может быть заме-

нена балкой (подхватом) из спецпрофиля или швеллера. В зависимости от формы поперечного сечения выработки подхват бывает прямолинейным, в виде арки и т. п.

Штанговую крепь можно применять для крепления кровли, боков и подошвы выработок (см. рис. 217, *б*). Подошву крепят штангами при пучащей породе. Применение штанг упрощает конструкцию крепи, сокращает время на ее установку и снижает стоимость. Штанговая крепь получила широкое промышленное применение в угольных и рудных шахтах США, Канады и Австралии.

В последнее время ее начали внедрять также на шахтах Советского Союза и ряда зарубежных стран: Англии, Франции, Германской Демократической Республики, Чехословакии, Польши, Норвегии, КНР и др.

По роду материала штанги могут быть металлические (чаще всего), железобетонные и деревянные. Железобетонные штанги обычно применяют для крепления подошвы выработки.

В этом случае пробуривают скважину на заданную глубину, в нее вставляют арматуру, обычно периодического профиля, а затем скважину заполняют цементным раствором.

Раскрепляют деревянные штанги при помощи клиньев как внутри скважины, так и у устья. Для этого в ней прорезают щели с обоих концов, но во взаимно-перпендикулярном направлении, иначе штанга может легко расколоться.

Каменная крепь

Каменную крепь применяют для крепления выработок околоствольного двора, камер, квершлагов, сопряжений отдельных выработок, капитальных бремсбергов и уклонов, а иногда и штреков при установившемся давлении горных пород.

Бетонная крепь обычно имеет сводчатую форму (см. рис. 22); состоит она из трех элементов: *свода*, *стен* и *фундамента*. Такую форму крепи применяют обычно при слабых породах, но при отсутствии сильного давления с боков.

Свод воспринимает давление со стороны пород кровли и передает его на стены, служащие опорами свода и защитой пород от выветривания.

При значительном боковом и верхнем давлениях применяют *подковообразную форму крепи*, а при наличии, кроме того, большого давления со стороны подошвы — сводчатую или подковообразную форму с *обратным сводом*.

При недостаточно прочных породах почвы, могущих более или менее сжиматься под нагрузкой, вызывая осадку крепи,

большое значение с точки зрения прочности последней приобретают фундаменты, которые обеспечивают равномерность сжатия пород.

В крепких, прочных породах фундамент можно не устраивать; в этих случаях его заменяет нижняя часть стены, которая заглубляется на глубину одно-двухкратной толщины стены.

При породах менее прочных фундамент закладывают глубже и уширяют его.



Рис. 219. Рамная крепь из сборного железобетона

Глубину h заложения фундамента определяют специальным расчетом, а уширение берут порядка (0,5—0,6) h. Фундаменты возводят из бутового камня на цементном растворе или из бетона.

Толщину свода и стен берут по расчету; для предварительных расчетов толщину свода можно считать одинаковой по всему своду и определять по формуле М. М. Протодьяконова

$$d = 4{,}4\frac{l_0}{k\sqrt{f}}\sqrt[3]{\frac{f}{h_0}},\ см, \qquad (82)$$

где d — толщина свода, *см*;
l_0 — полупролет свода в свету крепи, *см*;
k — допустимое напряжение для материала крепи на сжатие, *кг/см*^{2};
f — коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова;
h_0 — высота подъема свода, *см*.

При точных расчетах толщина свода в пяте получается больше, чем в замке. Толщина стен обычно бывает равной толщине свода в пяте. На практике толщина вертикальных стен крепи бывает от 0,25 до 0,75 *м*.

Стены и свод можно возводить из одного и того же материала (кирпич, бетонные камни, бетон) либо стены выкладывают из кирпича, а свод делают из бетона или бетонных камней.

По мере возведения стен пространство между ними и боковыми породами заполняют бетоном или небольшими кусками породы с добавлением цементного раствора.

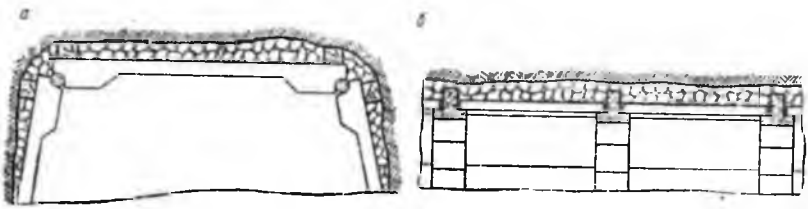


Рис. 220. Детали установки рамы из сборного железобетона: *а* — расклинка шарнирной рамы; *б* — расположение затяжек и забутовки

Для достижения податливости каменной крепи между отдельными бетонными камнями прокладывают деревянные прокладки.

В настоящее время из всех видов каменной крепи наибольшее распространение получает сборная *железобетонная крепь* в виде отдельных рам (рис. 219) и сплошной крепи (см. рис. 171).

Рамная сборная железобетонная крепь может иметь форму прямоугольника, трапеции или арки, а сплошная, кроме того, шатровую (пятишарнирную), полигональную, арочную и круглую.

Из рамных конструкций небольшое распространение получила трапециевидная форма из железобетонных стоек и верхняков прямоугольного или двутаврового сечения с *разгружающими консолями*. Детали установки рам показаны на рис. 220.

При боковом давлении консоли верхняка, воспринимающие его, создают дополнительные моменты противоположного направления, уменьшая суммарный изгибающий момент и разгружая тем самым верхняк. Одновременно вертикальное давление передается верхняком на консоли стоек, которые также создают дополнительные моменты обратного знака, уменьшая изгибающие моменты в стойках.

Крепь может быть выполнена жесткой или с незначительной податливостью. В последнем случае между консолями стойки и

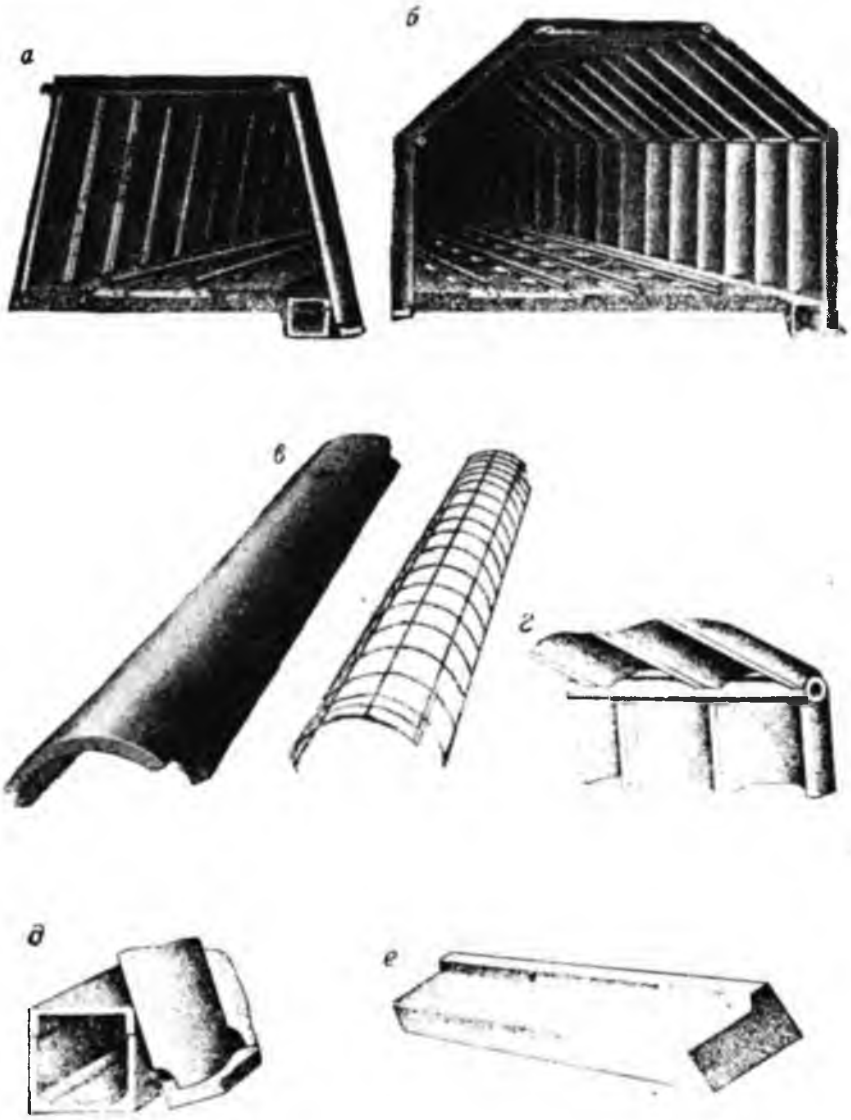


Рис. 221. Сплошная крепь из плит УСК:
а — трапециевидная; *б* — полигональная; *в* — скорлупный элемент УСК; *г* — фундаментная плита; *д* — опирание стойки на фундаментную плиту; *е* — плита

верхняком прокладывают прогоны из деревянных брусьев размером 180 × 180 *мм*.

Сплошные крепи прямоугольной, трапециевидной, шатровой и полигональной формы поперечного сечения собирают из универсальных железобетонных элементов — *ребристых плит с консолями* — УРП или скорлупных элементов — УСК (рис. 221).

Универсальные ребристые плиты УРП выпускают семи типоразмеров: 1,8; 2,0; 2,25; 2,55; 2,75; 3,70 и 4,15 *м*, что позволяет крепить ими типовые выработки указанной формы. Прямоугольная и трапециевидная формы крепи могут быть жесткими и ограниченно податливыми. В первом случае в качестве шарнира служит круглый железобетонный вкладыш (прогон), а во втором — деревянный брус сечением 130 × 130 *мм*.

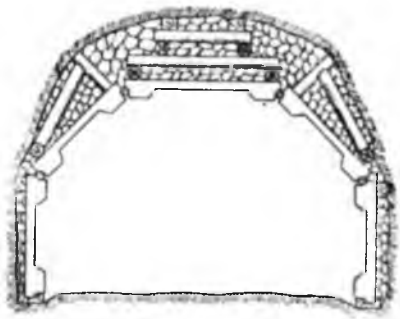


Рис. 222. Установка полигональной крепи из плит УРП при вывалах породы

Шатровую и полигональную крепи собирают из одинаковых плит с установкой в качестве шарниров круглых железобетонных вкладышей. Для обеспечения устойчивости крепи из сборного железобетона при ее возведении производят тщательную расклинку и заполнение закрепленного пространства только мелкой породой. В случае образования вывалов костры должны опираться на консольные части плит (рис. 222).

Элементы скорлупной крепи выпускают нескольких типоразмеров: 1,45; 1,70; 1,85; 2,0; 2,15; 2,40; 2,55; 2,70; 2,90 и 3,10 *м*.

Преимуществом крепи из УСК является то, что ее элементы изготовляют путем центрифугирования, а не укладки бетона вибрированием, как плиты УРП. При этом оказывается возможным применить тонкостенные сводчатые элементы, что снижает расход цемента и арматуры до 30%.

В 1956 г. ВНИИОМШС создал сборную железобетонную напряженно-армированную крепь из плоских пустотелых плит УПП (рис. 223).

Плиты приняты высотой 100 *мм*, шириной 500 *мм* с пустотами круглой или прямоугольной формы.

Плиты УПП запроектированы девяти типоразмеров: максимальный 2,8 *м*, а остальные тех же размеров, что и плиты УСК.

На плиты, применяемые для крепления выработок полигонального сечения, по торцам насаживают на цементном растворе

специальные железобетонные *оголовники* (*1*, рис. 223), которые при сборке крепи обхватывают круглые железобетонные вкладыши *4*. В шахту плиты спускают с готовыми оголовниками. Устанавливают плиты на специальные фундаменты (*3*, рис. 223).

Отдельные элементы сборной железобетонной крепи имеют значительный вес, например УСК от 85 до 190 *кг*. Поэтому установка сборной железобетонной крепи должна быть механизирована. Для этой цели ВНИИОМШС разработал несколько типов крепеукладчиков: катучий, портальный (рис. 224), велосипедный (рис. 225) и переставной (рис. 226). *Портальный крепеукладчик* предназначен для возведения сборной железобетонной крепи в двухпутевых горизонтальных выработках. Он состоит из правой и левой тележек *1* (см. рис. 224), кронбалки *2* с поворотными укосинами *3* и кондуктора *4* с телескопическими стойками *5*. Подъем кондуктора и прицепных устройств поворотных укосин производят при помощи пневмоцилиндров *6*, управление которыми сосредоточено на тележках. Для удобства установки крепи в каретках на тележках имеются домкраты, позволяющие регулировать горизонтальность кондуктора, и шарниры, позволяющие смещать кондуктор вправо и влево. Телескопические стойки можно раздвигать на кондукторе в зависимости от ширины выработки.

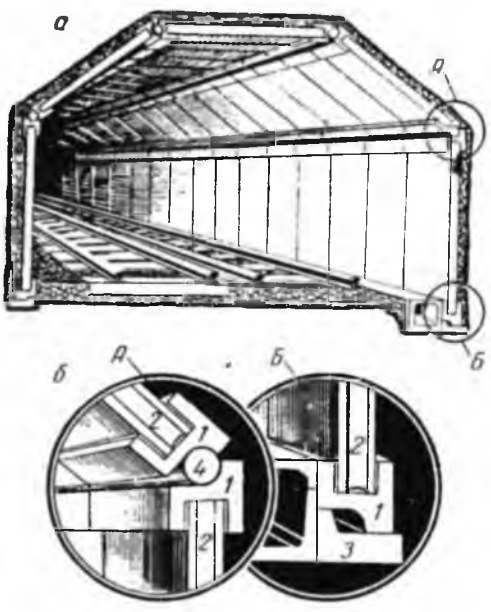


Рис. 223. Полигональная крепь из железобетонных пустотелых плит УПП:
а — общий вид; *б* — сопряжение отдельных элементов: *1* — оголовник; *2* — плиты УПП; *3* — фундаментная плита; *4* — железобетонный вкладыш

Крепеукладчик размещается в выработке и передвигается по специальным путям длиной около 15 *м* из рельсов или швеллеров. Рельсы укладывают на обрезки шпал, а швеллеры непосредственно на подошву выработки.

При возведении крепи непосредственно у забоя вентиляционные трубы подвешивают у кровли выработки, а при применении

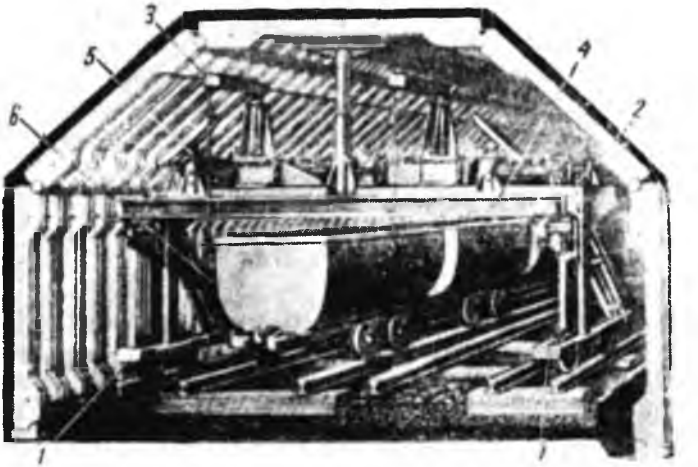


Рис. 224. Портальный крепеукладчик

временной крепи — на подошве выработки, между тележкой крепеукладчика и боком выработки.

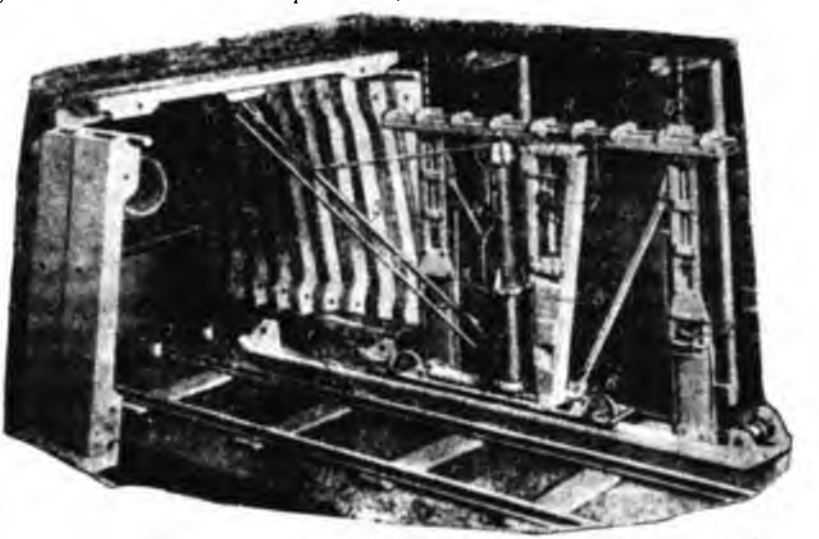


Рис. 225. Велосипедный крепеукладчик

Разгрузку элементов крепи с платформ, доставляющих их, и установку стоек производят при помощи подъемных устройств укосин (*3*, рис. 224).

Сборку шатра производят при помощи тех же устройств при опущенном кондукторе, а установку его путем подкатывания крепеукладчика в сторону ранее установленной крепи при поднятом на соответствующий уровень кондукторе. Таким же путем подают на лотках породу для забучивания закрепленного пространства.

Забучивание закрепленного пространства производят с полка поднятого кондуктора отбойным молотком со специальной насадкой на пике.

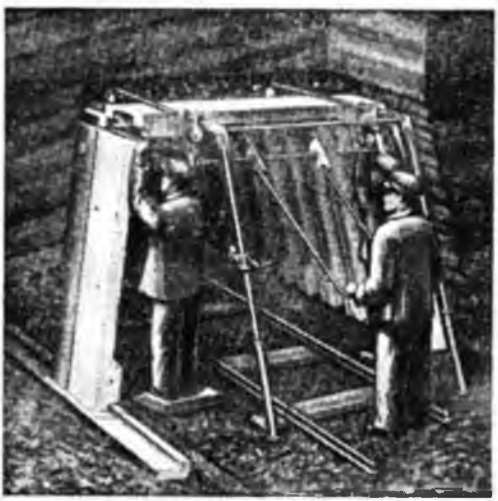


Рис. 226. Переставной крепеукладчик

Велосипедный крепеукладчик (рис. 225) состоит из собственно укладчика *А* и металлической распорной рамы *Б*. Рама нижней лыжей *1* устанавливается на подошву выработки и при помощи червячно-винтовых домкратов *2* распирается в кровлю.

Укладчик состоит из корпуса, поворотной колонны *3* с пневмоцилиндром *4*, шарнирно прикрепленной к нему стрелы *5* с поворотным столиком и грузовым крюком. Укладчик на тележке *6* свободно перемещается в распорной раме *Б* на длину 1,9 *м*.

Поднимают и опускают стрелу при помощи каната, перекинутого через блоки и прикрепленного к колонне. Управление подъемом и опусканием стрелы производится пневмокраном *7*. Аварийное падение стрелы с грузом предупреждается предохранительным золотником *8*.

Передвигают крепеукладчик ручной лебедкой.

При *переставном крепеукладчике* (рис. 226) верхняк крепи, уложенный вручную на подъемный рычаг, поднимается двумя ручными лебедками в крайнее верхнее положение, после чего лебедки стопорятся. Освободившиеся два человека устанавли-

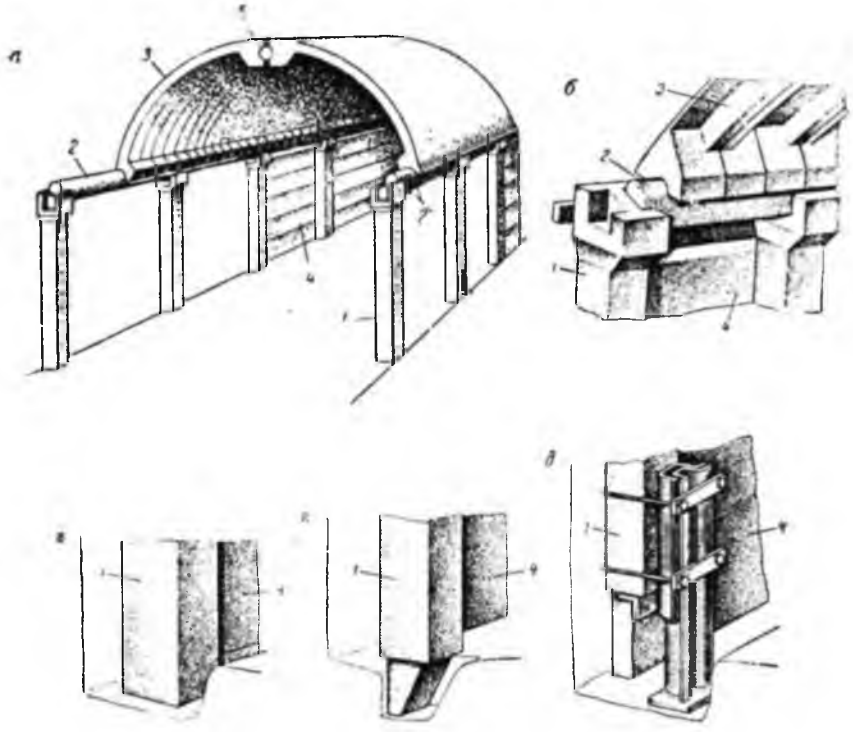


Рис. 227. Сводчатая сборная железобетонная крепь:

а — общий вид; *б* — деталь соединения элементов крепи; *в*, *г* и *д* — установка стойки соответственно при жесткой крепи ограниченной податливости и большой податливости; *1* — стойка; *2* — прогон; *3* — полуарка; *4* — затяжка; *5* — шарнир

вают вручную стойки и вкладыши крепи. Третий проходчик незначительным подъемом свободного конца рычага опускает верхняк на стойки. Следующую раму крепи устанавливают путем перемещения укладчика на 320 *мм* (шаг крепи).

На рис. 227 приведена сводчатая сборная железобетонная крепь, предназначенная для крепления выработок, проводимых комбайном.

На рис. 228 приведена сборная железобетонная крепь для наклонных выработок.

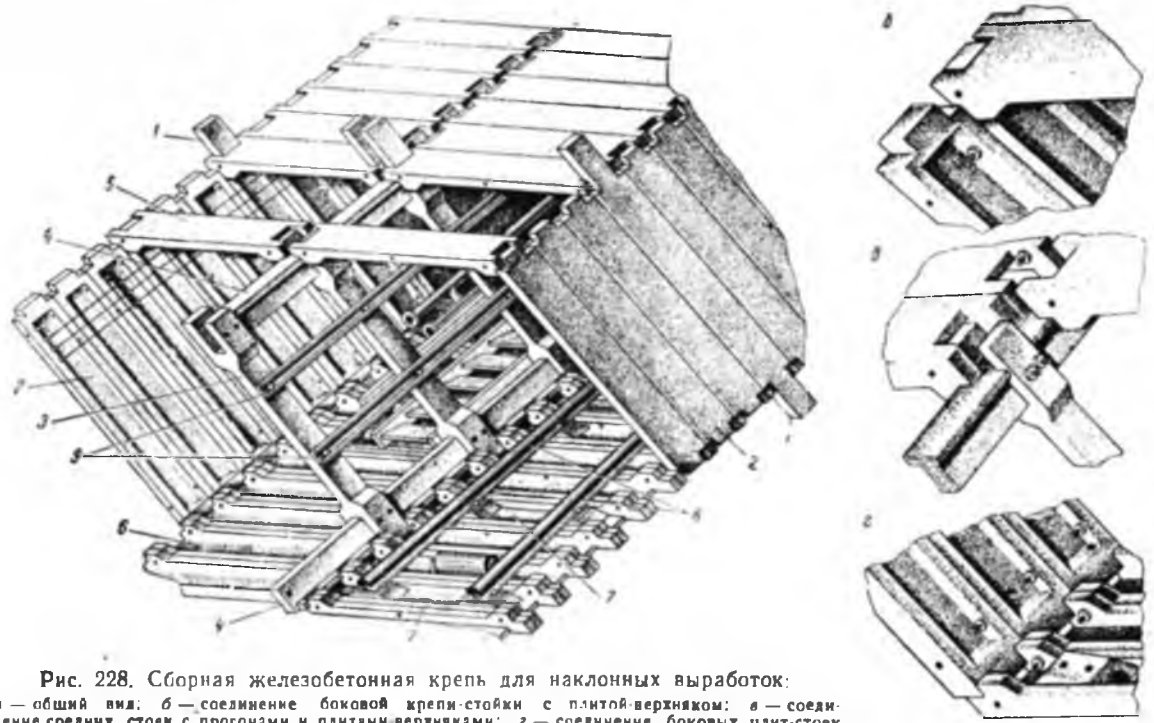


Рис. 228. Сборная железобетонная крепь для наклонных выработок:

а — общий вид; *б* — соединение боковой крепи-стойки с плитой-верняком; *в* — соединение средних стоек с прогонами и плитами-верняками; *г* — соединение боковых плит-стоек с плитами-шпалами и плитами-лежнями; *1* — опорная рама, *2* — боковая плита-стойка; *3* — средняя стойка; *4* — прогон; *5* — плита-верняк; *6* — плита-лежень; *7* — плита-шпала; *8* — рельсовый путь; *9* — направляющие проводники

Смешанная крепь

Смешанной называют такую крепь, которая состоит из нескольких видов крепежных материалов.

При креплении горизонтальных выработок довольно широко применяют комбинации дерева с металлом (стойки деревянные, а верхняк — металлический из двутавровых балок или рельсов). Применяют также комбинации камня с металлом.

В этом случае стены крепи делают каменными, а кровлю закрепляют металлическими балками (см. рис. 22). Обычно применяют двутавровые балки, устанавливаемые на расстоянии 0,7—1 *м* одна от другой, между которыми возводят бетонные сводики.

К смешанной крепи может быть отнесена также податливая крепь из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков, разработанная ДонУГИ. Предназначена она для крепления штреков, проводимых как узким, так и широким забоем по пластам с углом падения до 12° и мощностью до 1,2 *м* при породах устойчивых и средней устойчивости, не склонных к пучению. Эта крепь может быть применена также при перекреплении горных выработок, проведенных по пластам с углом падения до 25°.

Крепь состоит из железобетонных трубчатых податливых стоек (рис. 229) и металлического шарнирно-подвесного верхняка из спецпрофиля.

Рамы устанавливают вразбежку на расстоянии 0,8—1 *м* одна от другой. Разнос стоек рамы, устанавливаемых в лунки глубиной 100—200 *мм*, при углах падения пластов от 5 до 12° принимают для верхней 0,45 *м* (рис. 229) и нижней — 0,25 *м*, а при углах падения до 5° — обеих стоек 0,35 *м*.

Верхняк подвесными скобами навешивают на деревянную подкладку толщиной 8—12 *см*, длиной 25 *см* и шириной по диаметру стойки в зарубку в ней так, чтобы скобы находились на продолжении оси стоек (см. рис. 229). После этого рамы сильно расклинивают над стойками клиньями шириной 10—15 *см*. Кроме того, раму расклинивают клиньями длиной 25 *см* и шириной 7—8 *см* на ограничителях верхняка.

Податливость крепи достигается за счет распорного конического башмака (см. рис. 229), вставляемого в нижний конец стойки, и сгущенной распределительной (поперечной) арматуры в этой части стойки.

При нагрузке на раму 20—30 *т* (10—15 *т* осевой нагрузки на стойку) происходит постепенное скалывание бетона в нижней части стоек и отгиб продольных стержней с последовательным

разрывом распределительной (поперечной) арматуры на коническом распорном башмаке.

Для избежания перекрепления выработок после опускания кровли в зоне влияния очистных работ, которое может прини-

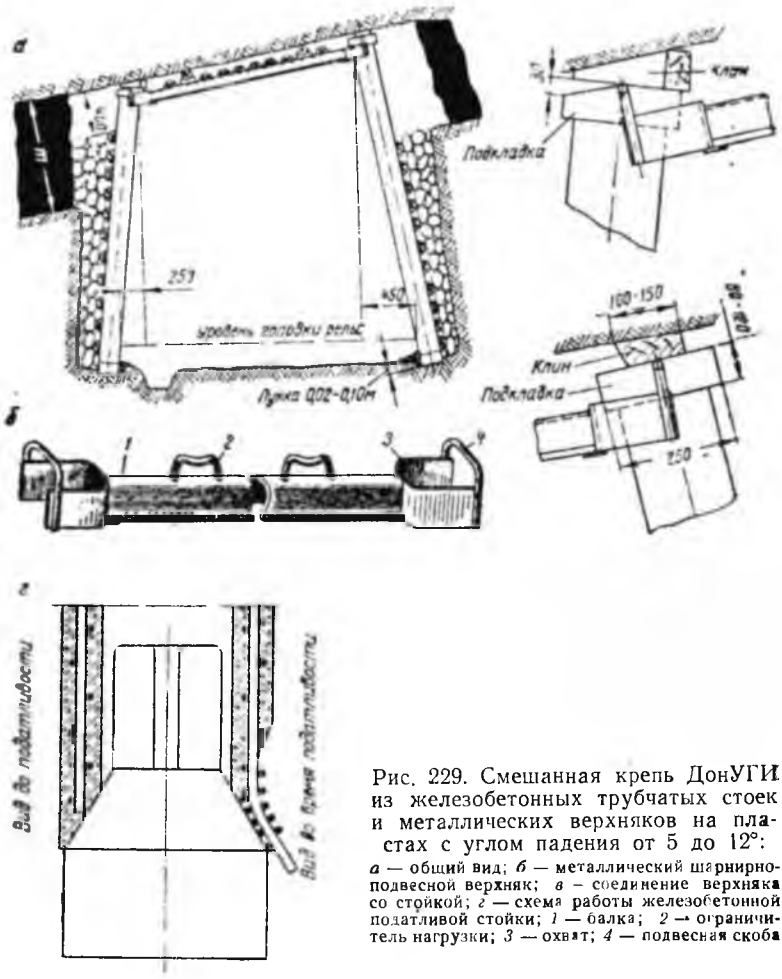


Рис. 229. Смешанная крепь ДонУГИ из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков на пластах с углом падения от 5 до 12°:

а — общий вид; *б* — металлический шарнирно-подвесной верхняк; *в* — соединение верхняка со стойкой; *г* — схема работы железобетонной податливой стойки; *1* — балка; *2* — ограничитель нагрузки; *3* — охват; *4* — подвесная скоба

маться в пределах 40—50% мощности пласта, высоту крепи следует принимать большей на величину ожидаемого опускания кровли.

Трубчатые податливые железобетонные стойки выпускают пяти, а верхняки — семи типоразмеров (табл. 14).

Таблица 14

Типоразмеры железобетонных стоек и металлических верхняков

Наименование	Типоразмер, *м*						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Общая длина стойки . .	2,5	2,7	2,9	3,1	3,3	—	—
Общая длина верхняка .	2,1	2,3	2,5	2,7	2,9	3,1	3,3
Длина верхняка в свету крепи	1,9	2,1	2,3	2,5	2,7	2,9	3,1+10

§ 83. РЕМОНТ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

С течением времени деревянная крепь в горных выработках под влиянием гниения или давления пород разрушается и ее приходится частично или полностью заменять.

Для увеличения срока службы крепежного леса применяют, как указывалось выше, пропитывание леса антисептиками.

При увеличивающемся давлении кровли может произойти поломка крепи. В таких случаях между поломанными крепежными рамами ставят новые рамы, называемые промежуточными, а поломанные удаляют. Если поломана не вся рама, а только часть ее, заменяют лишь поломанную часть — стойку или верхняк. При замене стойки под верхняк подбивают вертикальную стойку, которую удаляют после окончания работы. При замене верхняка обычно приходится ставить промежуточные рамы, чтобы поддержать затяжки и породу, находящуюся за ними. Эти рамы после окончания работы могут быть удалены или оставлены. Стойки во время работы удерживаются либо при помощи лапок, либо путем расшивки обаполом, как и при постановке новых рам (см. рис. 208). Укрепление стоек горизонтальной распоркой, забиваемой между ними поперек выработки, менее удобно, так как затрудняет работу крепильщика. В отдельных случаях рамы не требуют ремонта, но приходится заменять сгнившие затяжки. Замена стоек, верхняков или затяжек обычно сопровождается выпуском большего или меньшего количества породы. Опытные крепильщики сводят выпуск породы к минимуму.

Получающуюся при ремонте штреков породу следует зачищать и убирать. Оставленные неубранными на штреке порода и старый лес загромождают выработки и могут являться причиной несчастных случаев при передвижении рабочих, а также причиной схода с рельсов вагонеток.

При существовании выработок в течение длительного периода они под влиянием давления пород могут быть настолько сжаты, что их поперечные размеры не удовлетворяют требованиям откатки и вентиляции. В таких случаях их приходится расширять. Расширение выработок в зависимости от характера давления пород может производиться без поддирки и с поддиркой почвы.

Работа по расширению заключается в том, что одну раму за другой удаляют, породу с боков выработки и из кровли вынимают до придания ей желаемых размеров и устанавливают новую крепь.

При поддирке почвы параллельно с перекреплением выработки производят и перестилку рельсового пути. Если почва вспучивается не сильно и рельсовый путь не требует замены, то поддирку ее иногда можно произвести, не срывая рельсов.

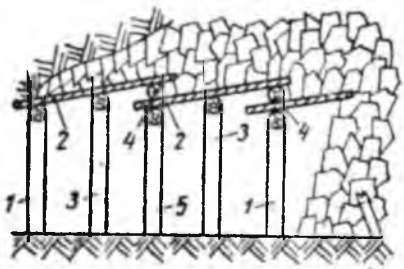


Рис. 230. Проходка выработки через завал с помощью забивной крепи

При несвоевременном ремонте крепи может произойти завал выработки породой из кровли. Такие завалы иногда достигают весьма значительных размеров. Разборка их, представляя значительные трудности и опасность, требует большого опыта крепильщиков. Для раскрепления таких завалов применяют забивную крепь (рис. 230). При этой крепи в штреке у начала завала ставят раму *1* с таким расчетом, чтобы между верхняком и породой оставалось свободное пространство, в которое забивают с некоторым подъемом колья из круглых дубовых жердей или из досок *2* длиной 1—1,5 *м* и толщиной 25—50 *мм*.

При породах крепких, обрушающихся крупными кусками, забивают отрезки старых рельсов.

По мере внедрения досок, кольев или рельсов в породу последнюю удаляют; когда колья забиты примерно на половину своей длины, устанавливают промежуточную раму *3*, высота которой больше, чем рамы *1*.

Когда колья забиты на полную длину и соответствующее количество породы убрано, под концы кольев подводят вспомогательную раму *4*, внутри которой ставят раму *5* такой же высоты, как и рама *1*. Между верхняками этих рам снова забивают колья *2* и т. д., пока не будет пройден завал.

Во время разборки завала необходимо быть чрезвычайно осторожным и внимательным. Следует прислушиваться к зву-

кам со стороны завала. Если начнет сыпаться мелкая порода, то необходимо удалиться в безопасное место.

При разборке завалов необходимо стремиться как можно скорее обеспечить проход воздуха за завал (в выработках, подающих воздух) или из-за завала (в выработках, отводящих вентиляционную струю).

Исправное состояние горных выработок является основным залогом бесперебойной работы шахты и выполнения плана по добыче. Поэтому лица горного надзора шахты обязаны повседневно контролировать состояние выработок путем проверки их сечения, состояния крепи, рельсовых путей и профиля последних. Помимо текущего осмотра, начальники участков и вентиляции не реже одного раза в неделю должны осматривать все находящиеся в их ведении выработки и о результатах этих осмотров докладывать главному инженеру шахты.

Для систематизации и облегчения наблюдений за состоянием крепи все откаточные и вентиляционные выработки должны быть разбиты на пронумерованные пикеты длиной 50 *м* каждый. Нумерацию пикетов производят от начала выработки к забою с обозначением номера на деревянных или металлических дощечках, укрепляемых на правой стороне выработки по движению от ствола шахты на высоте 1,5 *м*. Внутри пикетов каждую раму нумеруют мелом, начиная с № 1.

Кроме разбивки на пикеты, рекомендуется паспортизация выработок. Паспорт выработки представляет собой журнал, в который систематически заносятся сведения о ремонте крепи, поддирке почвы и перестилке путей.

Ремонт наклонных выработок, закрепленных деревом, мало отличается от описанного.

Поддержание выработок, закрепленных деревом, в надлежащем виде является одной из наиболее трудоемких и трудно механизируемых работ. Поэтому в последние годы деревянную крепь горизонтальных и наклонных выработок заменяют металлической и сборной железобетонной.

Вертикальные выработки обычно крепят достаточно надежно. Но и в этих случаях в той или иной мере требуется производство ремонта, который можно разделить на мелкий ремонт, частичное перекрепление и сплошное перекрепление ствола.

Сложность частичного и сплошного перекрепления стволов определяется необходимостью, как правило, сохранения по ним подъема, вентиляции и водоотлива.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Как осуществляется проходка сопряжения вертикального ствола с околоствольным двором?
2. Как определяются форма и размеры поперечного сечения квершлагов?

3. Из каких операций состоит проходческий цикл при проходке квершлагов?
4. Какие типы врубов применяются при проведении квершлагов?
5. Как обмениваются вагонетки при проходке квершлагов?
6. Какие типы крепи применяются при проходке околоствольных выработок и квершлагов?
7. Как организуются работы при прохдке квершлагов, и какие темпы проходки при этом достигаются?
8. Какая бывает форма поперечного сечения штреков?
9. Опишите способы проходки штреков по мощным и тонким пластам узким и широким забоем.
10. Какие преимущества и недостатки проведения штреков узким и широким забоем?
11. Какие применяются типы временной крепи при проведении горизонтальных выработок?
12. Опишите способы проведения бремсбергов и уклонов.
13. Как проводятся разрезные печи?
14. Как проводятся выработки при наличии неустойчивых обводненных пород?
15. Как проводятся выработки по пластам, опасным по выбросам угля и газа?
16. Как проводятся выработки в районе старых выработок, заполненных водой или газом?
17. Опишите основные виды деревянной, металлической, каменной и смешанной крепи горизонтальных выработок и способы ее возведения?
18. Что такое жесткая и податливая крепи, и как податливость достигается в различных видах крепи?
19. Какие существуют средства механизации установки крепи из сборного железобетона?
20. Как осуществляется ремонт горных выработок?

Задача № 4. В условиях задач к главе IV рассчитайте толщину крепи [формула (81)]. Значение k примите по табл. 8.

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава X

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 84. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Если разведками установлена благонадежность данного месторождения, т. е. выявлены достаточные запасы полезного ископаемого, а также техническая возможность и экономическая целесообразность его использования, то можно приступить к проектированию разработки этого месторождения, а затем к строительству горного предприятия и последующему добыванию полезного ископаемого.

Под разработкой (эксплуатацией) месторождения подразумевают извлечение заключающегося в нем полезного ископаемого. Для этого по определенному плану проводят ряд горных выработок по пустым породам и по полезному ископаемому.

Выработки по пустым породам предназначены для вскрытия месторождения, чтобы тем самым сделать его доступным с земной поверхности.[1] Выработки, которые необходимо провести при *вскрытии,* и самые работы по проведению этих выработок называют *капитальными.*

После того как месторождение при помощи капитальных выработок вскрыто, проводят выработки (штреки, скаты, бремсберги, уклоны и пр.) по полезному ископаемому или пустым породам, предназначенные для подготовки полезного ископаемого к извлечению. Поэтому такие выработки и работы по их проведению называют *подготовительными.*

[1] В случае вскрытия месторождения при помощи штольни или наклонного ствола вскрывающая выработка может проводиться также и по полезному ископаемому.

При проектировании шахт важно заблаговременно установить их тип, размеры шахтных и выемочных полей, количество и места заложения стволов, высоту этажа.

В капиталистических странах выбор всех этих элементов базируется исключительно на частновладельческих интересах и, как правило, совершенно не увязывается с интересами государства, с требованиями рациональной разработки недр.

При советском плановом социалистическом хозяйстве в основе проектирования шахт лежат технико-экономические расчеты, увязанные с интересами всего народного хозяйства Советского государства.

§ 85. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ ШАХТ И СРОК ИХ СУЩЕСТВОВАНИЯ

Под производственной мощностью шахт принято понимать количество полезного ископаемого, добываемого в них в единицу времени. Обычно за такую единицу принимаются сутки или год. Следует различать мощность проектную, плановую (на данный период времени) и фактическую.

Годовая производственная мощность шахт устанавливается в зависимости от потребности народного хозяйства в данном полезном ископаемом, от запасов и условий залегания его, от размеров шахтного поля, а также от современного уровня техники добывания, транспортировки и обогащения полезного ископаемого с учетом максимальной безопасности работ, минимально возможных потерь и минимальной себестоимости полезного ископаемого. Производственные мощности шахт, намеченные в плановом порядке в зависимости от потребности в данном полезном ископаемом, проверяются по горнотехническим условиям.

В СССР имеются шахты, производственная мощность которых достигает нескольких сот тысяч тонн и даже 1—3 млн. *т* в год [1]. Имеются также шахты небольшой производственной мощности, но они обычно закладываются в разведочно-эксплуатационных целях, т. е. имеют специальное назначение, либо для добывания редких полезных ископаемых (драгоценные металлы, редкие земли и т. п.), либо для разработки полезных ископаемых для местных нужд, а также на участках с ограниченными запасами полезного ископаемого и неблагоприятными горногеологическими условиями.

Годовая производственная мощность вновь проектируемых шахт определяется исходя из работы их в течение 300 рабочих

[1] В угольной промышленности СССР строятся шахты производительностью 1000, 1500, 2000, 3000 и 4000 *т/сутки*, а в отдельных случаях и больше.

дней в году при двух 7-часовых сменах по добыче угля и третьей ремонтно-подготовительной.

Говоря о производственных мощностях шахт, следует различать то количество полезного ископаемого, которое выдается из шахты, и то, которое может быть использовано потребителем. Например, применительно к каменному углю следует различать *валовую добычу,* поступающую из шахты и включающую как уголь, так и некоторое количество породы, которую не удалось отделить от угля в шахте, и *обогащенный уголь,* направляющийся к потребителям после обогащения на сортировках или обогатительных фабриках.

При добыче металлических руд производственная мощность шахты (рудника) часто определяется по количеству извлеченного металла при обогащении и металлургической обработке: [1]

$$P' = k'k''cP, \tag{83}$$

где P' — производственная мощность шахты, исчисленная по металлу, *т*;
P — добыча руды, *т*;
k' — коэффициент извлечения металла при обогащении;
k'' — коэффициент извлечения металла при плавке;
c — содержание металла в руде.

Если шахте дается план по металлу, то производственная мощность по руде может быть определена решением уравнения (83) относительно P:

$$P = \frac{P'}{k'k''c}. \tag{84}$$

Зная промышленные запасы шахтного поля $Q_п$ и годовую добычу A, срок существования шахты можно определить по формуле

$$T = \frac{Q_п}{A}; \tag{85}$$

Полный срок службы шахты в угольной промышленности определяется с учетом времени на развитие и затухание добычи.

В зависимости от производственной мощности нормальными сроками существования шахт в угольной промышленности считаются:

при суточной добыче 1000 и 1500 *т* . . . . . не менее 30 лет
» » » 2000 . 3000 » . . . . . » 40 »
» » » свыше 4000 *т* . . . . . » 50 »

[1] Н. И. Трушков. Разработка рудных месторождений. Металлургиздат.

Следует отметить, что чем меньше срок службы шахты, тем выше амортизационные отчисления, при прочих равных условиях, на тонну добываемого полезного ископаемого.

§ 86. ШАХТНОЕ ПОЛЕ

Месторождение полезного ископаемого разрабатывают путем проведения по определенному плану подземных или открытых выработок, в совокупности составляющих горное предприятие. При добыче угля подземным способом такое предприятие называют *шахтой*, при добыче руды — *рудником*, а при открытых работах — *карьером*. [1]

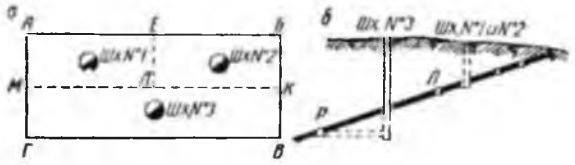


Рис. 231. Схема разбивки месторождения полезного ископаемого на шахтные поля

Часть месторождения, отводимую для разработки одной шахте или руднику, называют *шахтным полем*.

Например, шахтным полем шахты № 1 (рис. 231, *а*) является участок *АЕЛМ*, шахты № 2 — *ЕБКЛ* и шахты № 3 — *МКВГ*.

При проектировании обычно стремятся придать шахтному полю форму прямоугольника, верхняя и нижняя границы которого направлены по линии простирания, а боковые — по линии падения. Однако в практике форма шахтного поля не всегда бывает прямоугольной вследствие изменения угла падения по простиранию, ограничения шахтного поля с одной или нескольких сторон геологическими нарушениями и пр.

Боковые границы шахтного поля называют *границами его по простиранию*, верхнюю — *границей по восстанию* и нижнюю — *границей по падению*.

На рис. 231, *б* представлен случай, когда поле шахты вскрывается квершлагом в точке *Р*. Шахтное поле выше этой точки называют *полем по восстанию*, а ниже ее — *полем по падению*.

Определение рациональных размеров шахтного поля является одним из основных вопросов проектирования разработки месторождений полезных ископаемых.

[1] Кроме единого плана горных работ, шахта, рудник или карьер определяются общим хозяйством на поверхности и единым административно-хозяйственным управлением.

При ограниченном протяжении залежи полезного ископаемого границами шахтного поля являются ее естественные границы.

В тех случаях, когда на небольших расстояниях наблюдаются значительные нарушения горных пород (сбросы, сдвиги), границами шахтного поля по простиранию или по падению (или по простиранию и по падению) могут служить эти нарушения.

Иногда границами шахтного поля могут являться границы тех охранных целиков (см. ниже), которые при известной глубине залегания приходится оставлять под крупными водоемами, городами, ответственными техническими сооружениями и пр.

Если естественные условия не ограничивают размеров данного шахтного поля, границы его устанавливаются путем расчета.

На детальных расчетах размеров шахтного поля в данном курсе не останавливаемся, отсылая интересующихся к специальной литературе.[1] Приводим лишь элементарные расчеты для пластовых месторождений.

Промышленные запасы шахтного поля $Q_п$ могут быть выражены в виде произведения годовой производственной мощности шахты A на срок ее службы T, т. е.

$$Q_п = AT. \tag{86}$$

С другой стороны,

$$Q_п = SH\sum pc, \tag{87}$$

где S — длина шахтного поля по простиранию, *м*;

H — длина шахтного поля по падению, *м*;

$\sum p$ — суммарная производительность пластов, *т*:

c — коэффициент извлечения полезного ископаемого[2].

Из выражений (86) и (87) имеем

$$AT = SH\sum pc. \tag{88}$$

При определении размеров шахтного поля могут встретиться четыре случая:

---

[1] Акад. Л. Д. Шевяков. Основы теории проектирования угольных шахт. Углетехиздат, 1958.

[2] Коэффициент извлечения характеризует, какой процент балансовых запасов полезного ископаемого извлекается из недр. Поэтому он всегда меньше единицы и зависит от общих потерь полезного ископаемого при разработке данного шахтного поля: в охранных целиках (см. ниже), в целиках, оставляемых возле подготовительных выработок, в виде мелочи при транспортировке, потерь вследствие геологических нарушений и пр. Общий коэффициент извлечения c бывает в пределах 0,9—0,8 и менее.

1) шахтное поле ограничено по простиранию и по падению естественными границами;
2) шахтное поле ограничено только по простиранию;
3) шахтное поле ограничено голько по падению;
4) шахтное поле по простиранию и по падению не ограничено.

В первом случае размеры шахтного поля не рассчитываются.

При ограниченных размерах по простиранию длина H шахтного поля по падению определяется из выражения (88)

$$H = \frac{AT}{S\sum pc}, \ м. \tag{89}$$

Если поле ограничено по падению, длина его по простиранию определяется из того же выражения:

$$S = \frac{AT}{H\sum pc}, \ м. \tag{90}$$

Ряд проектных организаций для определения размеров неограниченных шахтных полей пользуется соотношением

$$S = H\left(\frac{\alpha}{7{,}8} + 1\right), \tag{91}$$

где S — длина шахтного поля по простиранию, $м$;
H — длина шахтного поля по падению, $м$;
α — угол падения пласта, град.

Иногда длина шахтного поля по простиранию S_0 между естественными границами может удовлетворять условию

$$2S > S_0 > S, \tag{92}$$

где S — длина шахтного поля по простиранию, определенная одним из указанных способов, $м$.

В таких случаях приходится решать вопрос о выгодности заложения на данном участке одной шахты с полем длиной по простиранию S_0 или двух шахт с длиной поля $\frac{S_0}{2}$.

Акад. Л. Д. Шевяков показал, что одну шахту с длиной поля по простиранию S_0 выгодно заложить при условии, если

$$S_0 < \sqrt{2}S, \tag{93}$$

а две шахты с длиной поля по простиранию $\frac{S_0}{2}$ при условии

$$S_0 > \sqrt{2}S. \tag{94}$$

Рассчитанные размеры шахтного поля по падению корректируются исходя из условий кратности этого размера наклонной высоте этажа (см. § 87), так как число этажей в шахтном поле должно быть целым числом.

Если шахтное поле более или менее правильной формы и мощность пласта или залежи изменяется незначительно по простиранию, главный ствол шахты стремятся закладывать по линии, делящей поле по простиранию пополам. Каждую часть шахтного поля по одну и другую сторону от ствола шахты называют его *крылом*.

Желательно иметь шахтные поля двукрылыми с равными по длине крыльями, что создает более благоприятные условия для работы подземного транспорта, поддержания выработок, проветривания.[1]

При шахтных полях неправильной формы или наличии геологических нарушений разбивка поля на крылья усложняется.

При отсутствии каких-либо ограничений длина шахтного поля современной шахты по простиранию достигает 5000—6000 *м*, а по падению 2000 *м* и более.

§ 87. РАЗДЕЛЕНИЕ ШАХТНОГО ПОЛЯ НА ЭТАЖИ

Размеры шахтного поля выбирают из расчета обеспечения шахты запасами на весь срок ее существования, достигающий нескольких десятилетий. Поэтому нет надобности вести разработку месторождения одновременно по всей наклонной длине шахтного поля, и его разрабатывают по частям. При горизонтальном залегании залежи эти одновременно разрабатываемые части можно расположить различным способом. Но так как полезное ископаемое чаще залегает под тем или иным углом наклона, то шахтные поля разбивают на части, вытянутые по простиранию и носящие название *этажей* (рис. 232). По падению этажи ограничиваются штреками, проводимыми для целей транспортировки грузов, проветривания, передвижения людей.

Этаж может быть определен как часть шахтного поля, ограниченная по простиранию границами шахтного поля, а по падению — главными штреками.

Наклонную длину этажа выбирают из условия обеспечения заданной производительности шахты при принятом способе разработки данного месторождения. Она слагается из линии очистных забоев, необходимой для выполнения заданной производительности шахты, ширины забоев откаточных, вентиляционных

[1] Более детально см. в книге акад. Л. Д. Шевякова. Разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1956.

и промежуточных штреков и ширины оставляемых возле штреков целиков.

Отношение ширины оставляемых около штреков целиков к длине очистных и подготовительных забоев определяет основные потери полезного ископаемого по площади, зависящие от системы разработки. Для определения всех потерь по площади необходимо учесть также потери полезного ископаемого, остав-

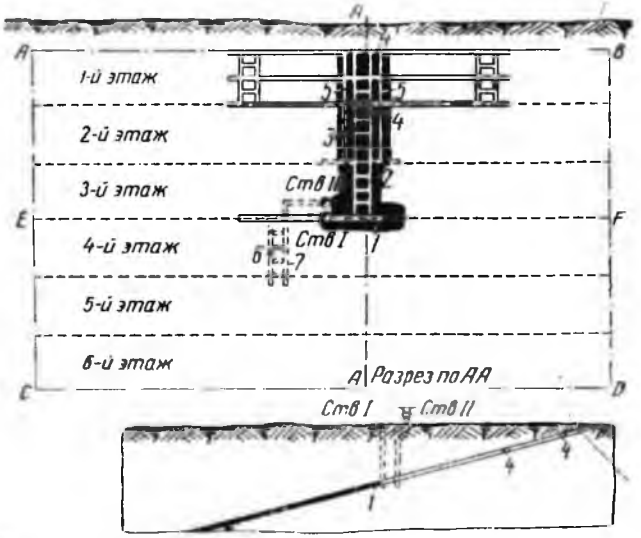


Рис. 232. Схема разбивки шахтного поля на этажи:

1 — откаточный штрек; *2* — капитальный бремсберг с холком *3*; *4* — этажный откаточный штрек; *4'* — этажный вентиляционный штрек; *5* — этажный бремсберг с холком; *6* — уклон с холком *7*

ляемого в целиках у наклонных выработок (бремсбергов, скатов, уклонов) и в выработанном пространстве.

При среднем годовом подвигании очистного забоя (в пределах одного этажа и одного крыла) L (*м*), наклонной высоте этажа h (*м*) за один год вырабатывается площадь Lh, равная прямоугольнику *абвг* (рис. 233). Если производительность разрабатываемого пласта равна p ($m/м^2$), то на участке *абвг* будут выработаны запасы полезного ископаемого Lhp (m).

Так как разработка месторождений сопровождается потерями, то фактически на поверхность с указанной площади будет выдано угля не Lhp, а меньше на то количество тонн, которое в данных условиях будет потеряно. Поэтому, чтобы определить, сколько угля будет получено с участка *абвг*, следует умножить Lhp на некоторый коэффициент c, меньший единицы, который

указывает, какая часть всех запасов вырабатывается; он носит название *коэффициента извлечения запасов.*

При разработке угольных месторождений потери угля зависят главным образом от условий залегания, принятой системы разработки и способов выемки. При разработке тонких пластов

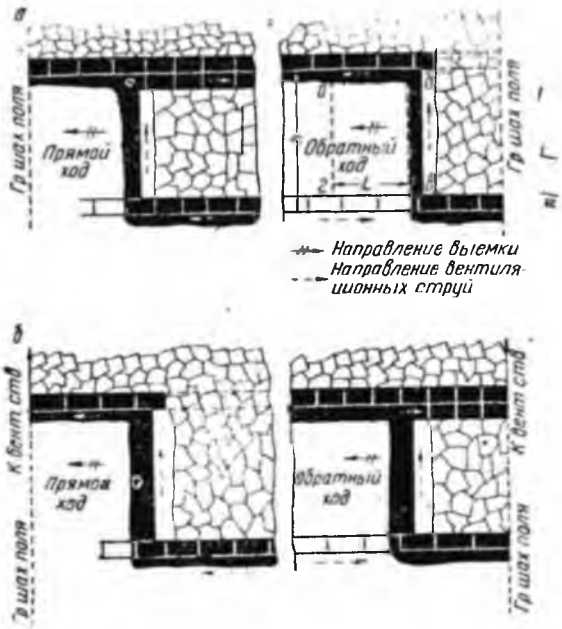


Рис. 233. Схема отработки шахтного поля прямым и обратным ходом:

а — при центральном проветривании; *б* — при фланговом проветривании

и пластов средней мощности с обрушением они составляют примерно 10—15%, что соответствует коэффициенту извлечения 0,90—0,85; в случае применения плотной закладки потери, даже при разработке мощных пластов, могут сократиться до 5%.

Таким образом, количество угля, выданное с участка, будет равно $Lhpc$ (m).

Если одновременно разрабатывают два крыла, то это количество необходимо удвоить, и годовая производственная мощность шахты A будет равна

$$A = 2Lhpc,\ m/год, \qquad (95)$$

а наклонная высота этажа

$$h = \frac{A}{2Lpc} + B, \ м^*, \tag{96}$$

где B — ширина целиков, оставляемых возле штреков.

Если на участке данной шахты залегает не один пласт, а несколько, которые разрабатываются одновременно, то наклонная высота этажа определяется по той же формуле, но вместо производительности одного пласта p берется сумма производительностей всех пластов. Если мы имеем, например, пять пластов с производительностью p_1, p_2, p_3, p_4 и p_5, то суммарная производительность их обозначается Σp:

$$\sum p = p_1 + p_2 + p_3 + p_4 + p_5, \ т/м^2. \tag{97}$$

Следовательно, при разработке свиты пластов формула для определения наклонной высоты этажа будет выглядеть следующим образом:

$$h = \frac{A}{2L \sum pc} + B, \ м. \tag{98}$$

Зная наклонную высоту этажа, легко определить его вертикальную высоту по формуле

$$h_в = h \sin \alpha, \tag{99}$$

где α — угол падения пласта.

Высота этажа при разработке крутых залежей ограничивается техническими условиями работ в значительно большей степени, чем при разработке пологих залежей. Поэтому наклонную высоту этажа для крутого падения выбирают, исходя из практических соображений, в зависимости от угла падения, мощности залежи и устойчивости боковых пород и по формуле (98) обычно не рассчитывают. Например, в настоящее время высота этажа для крутого падения в Донбассе принимается из расчета обеспечения длины очистного забоя 110—150 *м*. Вертикальная высота этажа при разработке тонких крутых пластов в Донбассе составляет 100—120 *м*, а в Кузбассе при разработке пластов средней мощности и мощных 80—100 *м*.

---

* В данном случае, как и в формуле (98), значение коэффициента c принимается без учета потерь в охранных и оставляемых около наклонных выработок целиках, т. е. значение его больше, чем в формуле (87), и бывает в пределах 0,95—0,9.

При разработке непластовых месторождений высоту этажа выбирают в каждом отдельном случае в зависимости от условий залегания месторождения и принятых способов разработки.

Если задана не производственная мощность шахты, а определенная тем или иным путем наклонная высота этажа, то для пластовых месторождений независимо от угла падения можно определить годовую производственную мощность шахты по выражению (95) при одном пласте и из выражения

$$A = 2Lh \sum pc, \ m/год \qquad (100)$$

при свите пластов.

Как видно из приведенных формул, наклонная высота этажа зависит от производственной мощности шахты A, производительности пласта p или свиты пластов Σp, системы разработки (так как от нее зависит коэффициент извлечения c) и годового подвигания забоев L, т. е. организации работ.

Работа по лаве обычно не ведется непрерывно в течение года вследствие встречающихся геологических нарушений в пласте, остановок для планово-предупредительного ремонта механизмов и горных выработок и т. д.: поэтому среднее годовое подвигание, вводимое в указанные выше формулы, как правило, ниже определяемого непосредственно из графика работ. Но, как указывалось ранее, годовое подвигание забоя определяет годовую производительность участка и шахты в целом. Поэтому для выполнения плана в те дни, когда по той или иной причине в отдельных лавах работы не могут производиться, необходимо иметь на каждой шахте некоторое количество резервных забоев.

Общей линией забоев называется длина всех очистных и подготовительных забоев. В отдельных случаях приходится выделять суммарные длины очистных и подготовительных забоев, а также *действующих* и *резервных*.

Сокращение общей длины действующих забоев, как и резервных, происходящее обычно вследствие отставания развития подготовительных работ, приводит к невыполнению плана добычи.

§ 88. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ОТДЕЛЬНЫХ ЭТАЖЕЙ

Вскрытием называют проходку выработок, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению или его части и обеспечивающих возможность проведения подготовительных горных выработок.

В зависимости от числа пластов или жил, расстояний между ними, глубины залегания, угла падения и некоторых других факторов вскрытие шахтных полей может быть произведено

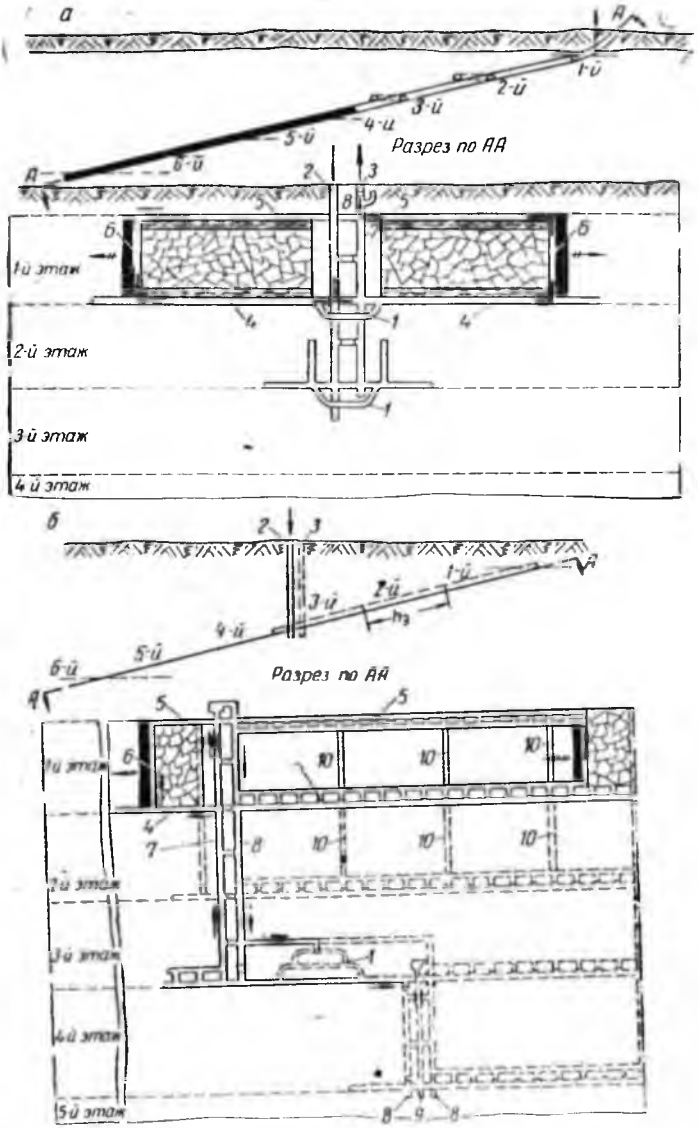


Рис. 234. Вскрытие пологого пласта:

1 — околоствольный двор; *2* — главный ствол; *3* — вспомогательный ствол; *4* — откаточный штрек, *5* — вентиляционный штрек; *6* — очистной забой; *7* — капитальный бремсберг; *8* — ходок; *9* — капитальный уклон; *10* — вентиляционные сбойки

отдельными стволами, проходимыми на каждый пласт или жилу, *центральным стволом с квершлагом и центральным стволом с гезенком.*

Если на участке залегает один пласт, то он может быть вскрыт наклонным (рис. 234, *а*) или вертикальным (рис. 234, *б*) стволом.

При вскрытии шахтного поля наклонным стволом последний проходят сначала только до уровня откаточного штрека первого горизонта (этажа). На этом горизонте устраивают первый околоствольный двор и подготавливают очистные забои (рис. 234, *а*). За время отработки первого этажа должен быть подготовлен второй горизонт: углублен наклонный ствол на длину второго этажа, пройден и оборудован околоствольный двор и подготовлены очистные забои.

При вскрытии шахтного поля вертикальным стволом (рис. 234, *б*) последний проходят не до первого горизонта, как в случае вскрытия наклонным стволом, а до одного из последующих. При схеме вскрытия, представленной на рис. 234, *б*, ствол пройден до горизонта откаточного штрека третьего этажа, на уровне которого устраивают околоствольный двор.

Для подготовки к отработке первого этажа проводят капитальный бремсберг *7* с параллельным ходком *8*.

За время отработки первого этажа должен быть подготовлен к выемке второй этаж. При данной схеме вскрытия для этого достаточно провести от капитального бремсберга на соответствующую длину откаточный штрек и из него — рассечную печь.

В левой части рис. 234, *б* представлена схема подготовки выемочного поля и порядок ведения очистных работ в направлении от ствола к границам шахтного поля, а в правой — в обратном направлении: от границ шахтного поля к стволу.

Для подготовки к очистной выемке запасов, расположенных ниже горизонта околоствольного двора, проводят капитальный уклон *9* с ходками *8*. При подготовке этажей к выемке при помощи капитальных уклонов проводят два ходка с тем, чтобы обеспечить независимый отвод вентиляционной струи воздуха из каждого крыла шахтного поля.

Порядок подготовки этажей, расположенных ниже горизонта околоствольного двора, тот же, что и при вскрытии наклонным стволом.

При вскрытии одних и тех же запасов длина наклонного ствола получается больше глубины вертикального ствола. Преимущество наклонного ствола при вскрытии угольного пласта заключается в том, что его обычно проходят по полезному ископаемому и при этом добывается некоторое количество угля, которое может быть использовано для нужд предприятия в период строительства.

Преимуществом наклонных стволов является также и то, что при вскрытии наклонными стволами с наклоном до 18° возможна полная конвейеризация транспортировки от забоя до погрузки угля в железнодорожные вагоны на поверхности. При этом упрощаются строительство сооружений на поверхности, организация транспорта, дистанционное управление механизмами и автоматизация их работы.

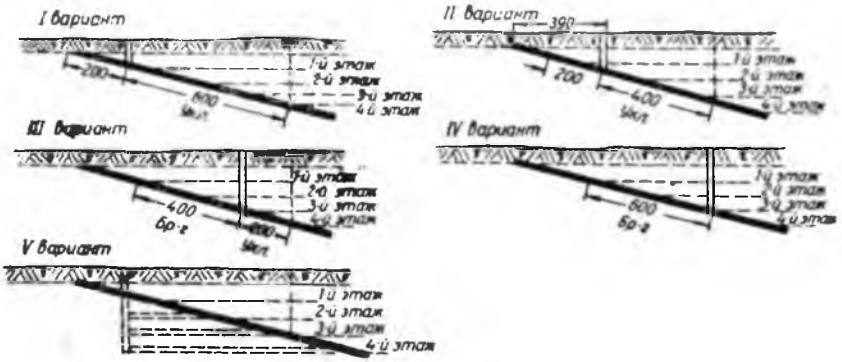


Рис. 235. Варианты вскрытия отдельного пологого пласта

Стоимость проведения 1 *м* наклонных стволов и оборудования поверхности при них обычно бывает меньше, чем при вертикальных стволах

При мощных наносах, а также в тех случаях, когда верхние части месторождения выработаны другими шахтами, наклонные стволы становятся невыгодными вследствие того, что значительную часть их приходится проводить по участку, в котором отсутствует полезное ископаемое. Следовательно, выгодность вскрытия наклонными стволами в основном определяется глубиной разработки. Проведение и поддержание наклонных стволов в неустойчивых и водоносных породах обычно более затруднительны и, как следствие, более дороги.

На рис. 235 представлены различные варианты вскрытия пологого пласта (см. § 92).

При решении вопроса о том, на горизонт какого откаточного штрека должен быть пройден ствол, необходимо учитывать расходы на транспорт и водоотлив, а также стоимость проведения и поддержания горных выработок при различных положениях ствола.

Наклонные стволы иногда применяют также для вскрытия горизонтальных неглубоко расположенных залежей. В этом случае наклонный ствол целиком проводят по породе.

При наличии гористого рельефа месторождение может быть вскрыто штольней.

Как видно из рис. 20, штольня *кл* заменяет ствол шахты *аб*. При этом отпадает надобность в подъемной машине для подъема груза на поверхность и в механическом водоотливе, так как вода стекает к устью штольни самотеком. Однако штольни имеют эти преимущества лишь в период разработки части месторождения, расположенной выше горизонта выработки *ик* (см. рис. 20).

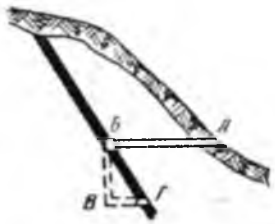


Рис. 236. Вскрытие отдельного пласта штольней;
АБ — штольня; *БВ* — гезенк; *ВГ* — квершлаг; *БГ* — уклон

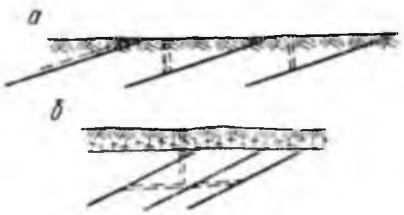


Рис. 237. Вскрытие свиты пологих пластов:
а — отдельными стволами; *б* — центральным стволом с квершлагом

В случае вскрытия пласта штольней (рис. 236) запасы ниже ее горизонта вскрывают уклоном *БГ* или слепым стволом (гезенком) *БВ*.

Свиту пластов, залегающих на значительном расстоянии один от другого, но на небольшой глубине, обычно вскрывают отдельными стволами, проходимыми на каждый пласт (рис. 237, *а*), причем стволы могут быть как вертикальными, так и наклонными.

Вскрытие свиты пологих пластов стволом с квершлагом (рис. 237, *б*) рационально в тех случаях, когда стоимость одного центрального ствола и квершлага меньше стоимости трех отдельных стволов, пройденных на каждый пласт, с учетом стоимости околоствольных дворов и оборудования поверхности, подъема и водоотлива в первом случае на одной шахте, а во втором — на трех (в условиях рис. 237, *б*), а также с учетом эксплуатационных расходов по поддержанию выработок, проветриванию, транспорту, водоотливу и пр.

При вскрытии свиты пологих пластов квершлагами возможны два основных случая: *1* — квершлаг проводится только на одном горизонте, *2* — квершлаги проводятся на горизонте каждого этажа. Первый способ называют *вскрытием центральным стволом с капитальным квершлагом* (рис. 238, *а*), а второй — *центральным стволом с этажными квершлагами* (рис. 238, *б*).

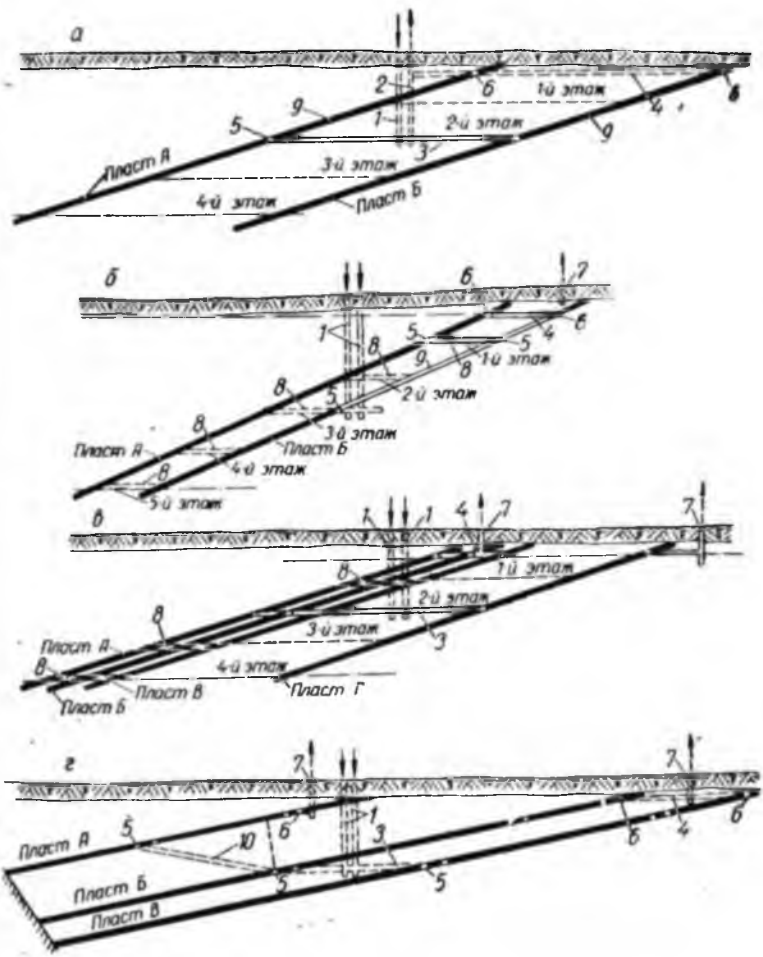


Рис. 238. Вскрытие свиты пологих пластов центральным стволом с квершлагами:

а — с капитальным квершлагом: *б* — с этажными квершлагами; *в* — комбинированный способ, *г* — с наклонным квершлагом: *1* — ствол, подающий свежий воздух. *2* — ствол, отводящий загрязненный воздух; *3* — капитальный квершлаг; *4* — вентиляционный квершлаг; *5* — откаточные штреки: *6* — вентиляционные штреки; *7* — вентиляционный шурф; *8* — этажный квершлаг; *9* — капитальный бремсберг; *10* — наклонный квершлаг

И в том и в другом случае ствол проходят на горизонт не первого этажа, а, как и при одиночном пласте, на один из последующих.

Подготовку горизонтов, расположенных выше околоствольного двора, производят при помощи капитальных бремсбергов, а ниже его — при помощи капитальных уклонов.

При вскрытии капитальным квершлагом капитальные бремсберги и уклоны проводят по каждому пласту свиты, а при вскрытии этажными квершлагами — лишь по одному, обычно нижнему пласту.

Если часть пластов вскрываемой свиты расположена близко друг от друга, то возможна комбинированная схема вскрытия: всю свиту вскрывают капитальным квершлагом, а группу сближенных пластов — этажными квершлагами (рис. 238, *в*).

При пологом залегании пластов и значительном расстоянии между ними квершлаги для сокращения их длины проводят не горизонтально, а наклонно (рис. 238, *г*).

Если падение пластов очень пологое (до 5—10°) и расстояние между ними небольшое, то центральный ствол обычно проходят до пересечения его с нижним пластом. При этом для того, чтобы не производить подъем груза с разных горизонтов, что обычно значительно усложняет организацию работ, уголь и породу выдают на поверхность только с горизонта нижнего пласта, а для спуска грузов с верхних пластов на уровень околоствольного двора рядом с центральным стволом проводят гезенк. Такой способ вскрытия называют *вскрытием центральным стволом с гезенком* (рис. 239, *а*).

Гезенки могут быть капитальными и этажными.

При значительном расстоянии между пластами устраивают самостоятельные рабочие горизонты на каждом пласте (рис. 239, *б*).

Строгую границу между пределами выгодности применения того или иного способа вскрытия месторождения провести трудно, и этот вопрос подлежит решению в каждом отдельном случае путем сравнения между собой возможных способов вскрытия по техническим условиям, экономическим показателям и сроку ввода шахты в эксплуатацию.

Большие удобства в работе обеспечиваются при вскрытии свиты пластов квершлагом, а не гезенком.

При крутом и наклонном падении пластов месторождение *вскрывают стволом с этажными квершлагами* (рис. 240).

Подъемный ствол в этом случае сначала проходят лишь до горизонта откаточного штрека первого этажа. При свите пластов от ствола проводят квершлаг, вскрывающий всю свиту, после чего начинают подготовку первого этажа к отработке, а затем приступают к выемке угля.

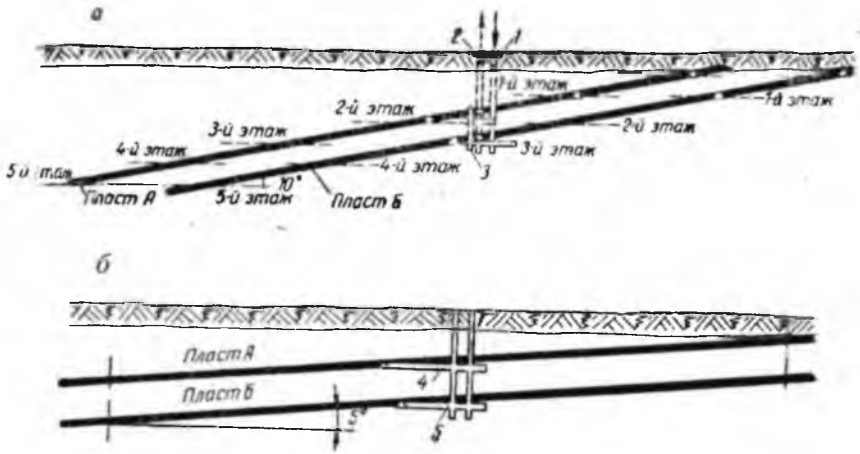


Рис. 239. Вскрытие свиты пологих пластов:

а — вертикальным стволом с капитальным гезенком; *б* — вертикальным стволом с самостоятельными рабочими горизонтами на каждом пласте; *1* — ствол, подающий свежий воздух *2* — ствол, отводящий загрязненный воздух; *3* — капитальный гезенк; *4* и *5* — соответственно околоствольные дворы пластов *А* и *Б*

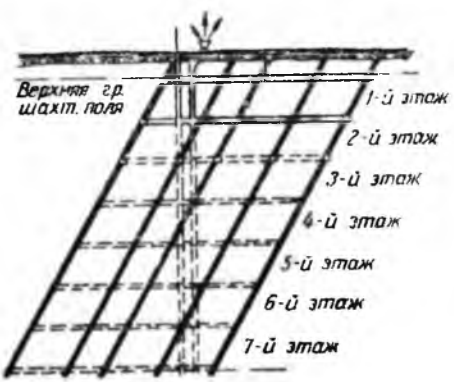


Рис. 240. Вскрытие свиты крутых пластов

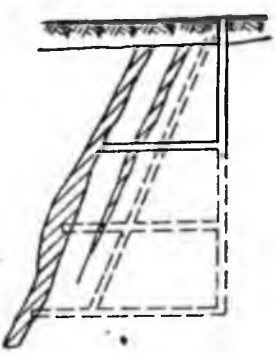


Рис. 241. Вскрытие рудной залежи

За период отработки первого этажа ствол должен быть углублен до горизонта второго этажа и, кроме того, должны быть проведены все капитальные и подготовительные выработки, необходимые для его подготовки. За время отработки второго этажа ствол должен быть углублен до горизонта третьего этажа и т. д. Работы по подготовке нового горизонта должны быть организованы таким образом, чтобы к моменту затухания добычи в данном этаже были подготовлены соответствующие участки нижележащего этажа.

Жилы в большинстве случаев залегают под большим углом падения, поэтому вскрытие их во многом сходно со вскрытием крутых пластов. Особенностью вскрытия жильных месторождений является закладка стволов в лежачем боку месторождения [1] (рис. 241) в целях предохранения ствола шахты и располагаемых вокруг него наземных сооружений от разрушения вследствие оседания поверхности над выработанным пространством. Обычно практикуемое при разработке угольных месторождений оставление предохранительных целиков при разработке жильных месторождений в большинстве случаев оказывается неэкономичным вследствие значительных потерь руды, стоимость которой, как правило, выше стоимости угля.

При заложении вертикальных стволов в лежачем боку жилы, особенно при относительно пологом ее падении и большой глубине, квершлаги могут иметь значительную длину. Чтобы избежать этого, часто наклонные стволы закладывают по самой жиле или же в лежачем ее боку. Последний способ обычно применяют при слабой жильной породе и при невыдержанном залегании лежачего бока рудного тела. При проведении ствола в лежачем боку исключается необходимость оставления предохранительных целиков по бокам ствола.

Выше рассматривались способы вскрытия отдельных шахтных полей.

В условиях социалистического хозяйства при проектировании горных предприятий ряд основных вопросов необходимо рассматривать не для одной производственной единицы, а для их совокупности на данном месторождении и притом не изолированно, т. е. не только применительно к шахтному строительству, но в увязке с вопросами железнодорожного строительства, энергоснабжения, водоснабжения, канализации, жилищного и коммунально-бытового строительства, строительства шоссейных дорог, обогатительных фабрик и пр.

Такой подход к разбивке месторождения на шахтные поля, выбору места заложения стволов шахт, установлению последо-

[1] Такой же способ вскрытия иногда практикуется при вскрытии крутых мощных пластов угля.

вательности строительства шахт и сооружений общерайонного значения обеспечивает комплексное решение вопросов вскрытия и разработки месторождений полезных ископаемых.

В СССР для каждого нового месторождения до составления проектов отдельных шахт и разрезов разрабатывается и утверждается в установленном порядке проект *перспективного освоения всего месторождения.* Задачей этого проекта является установление промышленного значения месторождения, направления использования полезного ископаемого, промышленных запасов и возможных масштабов добычи в увязке с потребностью всего народного хозяйства страны в полезном ископаемом.

В соответствии с этим разрабатываются и выбираются наиболее целесообразные и экономичные варианты вскрытия месторождения и разделения его на отдельные шахтные поля; устанавливаются основные параметры подлежащих строительству шахт и карьеров, последовательность освоения месторождения, сроки закладки и ввода в эксплуатацию горных предприятий и развитие добычи полезного ископаемого.

В увязке с общим проектом вскрытия и разработки месторождения и назначением полезного ископаемого разрабатываются вопросы обогащения его и устанавливаются тип, мощность, число и расположение обогатительных и брикетных фабрик.

В увязке с общим расположением предприятий и порядком освоения месторождения разрабатываются принципиальные схемы железнодорожного транспорта, энергоснабжения и водоснабжения; определяется ориентировочное число трудящихся, которое должно быть занято на проектируемых предприятиях; разрабатываются типы жилых поселков.

В соответствии с планом развития района определяется потребность в строительных материалах и в изделиях строительной индустрии, в транспортных средствах, энергии и воде, а также определяются ориентировочные объемы работ и капитальных затрат для осуществления намечаемого строительства.

§ 89. ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ СТВОЛОВ

Место заложения стволов определяется, с одной стороны, принятой схемой вскрытия и условиями подземных работ, главным образом подземного транспорта и проветривания выработок, а с другой — рельефом местности, влияющим на подвод к шахте железнодорожных путей и на расположение сооружений на поверхности. На выбор места заложения стволов может оказывать также влияние характер залегающих пород.

Влияние тех или иных факторов в различных условиях не одинаково. Поэтому в каждом конкретном случае следует после-

довательно изучать и анализировать все факторы, и окончательный выбор места заложения стволов следует производить с учетом совместного влияния тех из них, которые в данных условиях могут иметь существенное значение.

Основным условием правильного выбора места заложения стволов является наименьшее количество горных выработок, которые необходимо провести для вскрытия шахтного поля, и наименьшие расходы по транспортировке грузов, передвижению людей, проветриванию и водоотливу при обеспечении технического удобства ведения подземных работ и минимальных сроков строительства шахты.

Место заложения главного подъемного ствола должно быть определено как по линии простирания месторождения, так и вкрест простирания.

Как отмечалось в § 86, по простиранию главный ствол шахты стремятся закладывать на линии, делящей шахтное поле на два равных крыла; положение же его вкрест простирания зависит от ряда условий. Если поле вскрывается наклонным стволом, то его положение вкрест простирания определяется выходом пласта на земную поверхность.

При вскрытии вертикальным стволом отдельной пологой или наклонной залежи место заложения его вкрест простирания определяется принятым соотношением числа этажей, разрабатываемых по восстанию и по падению, которое обычно устанавливается путем сравнения вариантов (см. § 92).

При вскрытии вертикальным стволом свиты пластов с квершлагом место заложения ствола вкрест простирания определяется исходя из условия минимальной для всего шахтного поля общей работы по транспортировке полезного ископаемого по квершлагам.

Решение этой задачи может быть осуществлено методом, предложенным Р. А. Селецким и развитым Л. Д. Шевяковым.[1] Наиболее характерным примером в данном случае является вскрытие свиты крутых пластов стволом с этажными квершлагами (рис. 242, *а*). В этом случае суммарная работа откатки по всем этажным квершлагам будет разной в зависимости от места заложения ствола, например в пунктах *I*, *II* или *III*.

Предположим сначала, что в рассматриваемом случае имеется только один квершлаг, по которому нужно откатывать грузы Q_1, Q_2, Q_3, ..., Q_n соответственно из пунктов *1*, *2*, *3*... (рис. 242, *б*), находящихся один от другого на расстояниях l_1 l_2, l_3, ..., l_{m-1}.

[1] Акад. Л. Д. Шевяков. Основы проектирования угольных шахт. Углетехиздат, 1958.

В числе всех указанных грузов должен существовать груз Q_n, сосредоточенный в пункте n и удовлетворяющий одному из требований (101) или (102):

$$\left.\begin{aligned}\sum Q_{\text{лев}} &< \sum Q_{\text{прав}} + Q_n \\ \sum Q_{\text{лев}} + Q_n &> \sum Q_{\text{прав}}\end{aligned}\right\}; \qquad (101)$$

$$\sum Q_{\text{лев}} + Q_n = \sum Q_{\text{прав}}, \qquad (102)$$

где $\sum Q_{\text{лев}}$ и $\sum Q_{\text{прав}}$ — соответственно суммы грузов, расположенных слева и справа от пункта n.

При существовании условия (101) наивыгоднейший пункт своза грузов, т. е. в нашем случае место пересечения стволом квершлага, совпадает с пунктом n.

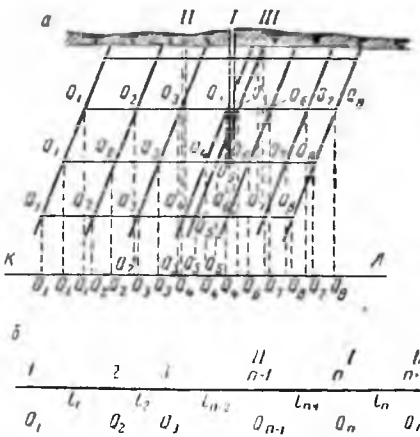


Рис. 242. Определение места заложения шахтного ствола:
а — вкрест простирания: *КЛ* — условный квершлаг; *б* — на квершлаге по принципу наименьшей работы транспорта

Для доказательства этого определим работу транспорта при свозе грузов в пункт n и в соседние с ним пункты и сравним полученные величины.

Работа транспорта при свозе в пункт n может быть выражена как

$$\left(\sum Q_i l_i\right)_{\text{лев}} + \left(\sum Q_i l_i\right)_{\text{прав}} \qquad (103)$$

или, если выразить $\left(\sum Q_i l_i\right)_{\text{лев}}$ через A, а $\left(\sum Q_i l_i\right)_{\text{прав}}$ через B, то выражение (103) примет вид

$$A + B. \qquad (104)$$

Работа транспорта до пункта $n-1$ выразится

$$A - \sum Q_{\text{лев}} l_{n-1} + B + \sum Q_{\text{прав}} l_{n-1} + Q_n l_{n-1}, \qquad (105)$$

а до пункта $n+1$ соответственно

$$A+\sum Q_{\text{лев}}l_n+Q_nl_n+B-\sum Q_{\text{прав}}l_n. \qquad (106)$$

Чтобы установить, будет ли работа транспорта при перевозке всех грузов в пункт $n-1$ больше или меньше работы при перевозке в пункт n, надо взять разность выражений (105) и (104)

$$A-\sum Q_{\text{лев}}l_{n-1}+B+\sum Q_{\text{прав}}l_{n-1}+Q_nl_{n-1}-(A+B)=$$
$$=(-\sum Q_{\text{лев}}+\sum Q_{\text{прав}}+Q_n)\,l_{n-1}. \qquad (107)$$

Величина l_{n-1} положительна. Поэтому знак выражения (107) определяется знаком множителя в скобках. Так как мы исходим из выражения (101), то

$$\sum Q_{\text{прав}}+Q_n>\sum Q_{\text{лев}},$$

и, следовательно, полученная нами разность (107) положительна, т. е. работа транспорта при свозе груза в пункт $n-1$ больше, что свидетельствует о невыгодности переноса пункта своза в пункт $n-1$.

Аналогично может быть доказана невыгодность транспортировки грузов в пункт $n+1$ по сравнению с пунктом n.

Так же может быть доказана невыгодность переноса пункта своза в любую промежуточную точку в интервалах между n и $n-1$ или n и $n+1$. Например, если выбрать пункт своза всех грузов в любой точке, находящейся на расстоянии x вправо от пункта n, то работа транспорта выразится

$$A+\sum Q_{\text{лев}}x+Q_nx+B-\sum Q_{\text{прав}}x. \qquad (108)$$

Аналогично предыдущему разность между выражениями (108) и (104) будет равна

$$A+\sum Q_{\text{лев}}x+Q_nx+B-\sum Q_{\text{прав}}x-(A+B)=$$
$$=(\sum Q_{\text{лев}}+Q_n-\sum Q_{\text{прав}})\,x>0, \qquad (109)$$

т. е. перенос пункта своза в эту точку также невыгоден.

При существовании условия (102) наивыгоднейший пункт своза находится в любой точке в интервале между точками n и $n+1$, так как для этого случая разность выражений (105) и (104) по-прежнему больше нуля, а разность между (106) и (104) равна

$$A+\sum Q_{\text{лев}}l_n+Q_nl_n+B-\sum Q_{\text{прав}}l_n-(A+B)=$$
$$=(\sum Q_{\text{лев}}+Q_n-\sum Q_{\text{прав}})\,l_n. \qquad (110)$$

Исходя из (102), выражение в скобках равно нулю. Аналогично вышеизложенному можно убедиться в невыгодности переноса пункта своза груза в любую точку левее пункта $n-1$ или правее пункта $n+1$.

На основании изложенного правило выбора по условиям подземного транспорта места заложения ствола вкрест простирания может быть сформулировано следующим образом: ствол шахты должен быть заложен так, чтобы при существовании поступающего на квершлаг груза Q_n, удовлетворяющего условию (101), он пересек квершлаг в районе пункта n, а при удовлетворении условия (102) — в любом месте между пунктами n и $n+1$.

Работа транспорта совершенно не изменяется в зависимости от того, производится транспортировка по одному квершлагу или по нескольким. Поэтому в случае вскрытия шахтного поля несколькими этажными квершлагами поступают следующим образом.

На чертеже, иллюстрирующем вскрытие месторождения (рис. 242), проводят горизонтальную, параллельную квершлагам линию *КЛ*, на которую проектируют места сосредоточения грузов на всех квершлагах, и место заложения ствола находят описанным способом по отношению к этому условному квершлагу (линии *КЛ*).

При определении места заложения ствола шахты приходится учитывать также влияние транспортировки полезного ископаемого на земной поверхности.

Место заложения шахтного ствола обязательно должно корректироваться по условиям рельефа местности, геологического строения района и других факторов, указываемых ниже.

Чтобы при выборе места заложения ствола учесть рельеф местности, необходимо нанести на топографический план расположение всех технических сооружений, обслуживающих шахту, и проверить возможность подвода железнодорожных путей к главному стволу шахты без значительных капитальных затрат на земляные работы и искусственные сооружения (мосты, трубы и пр.).

Все наземные сооружения должны быть расположены с учетом наиболее удобного их использования. Кроме того, расстояние между отдельными зданиями должно соответствовать правилам противопожарной охраны. Вместе с тем площадь, занимаемая наземными сооружениями, не должна быть слишком большой, так как на участке под ответственными сооружениями полезное ископаемое разрабатывать нельзя.

При выборе места заложения ствола необходимо учитывать также расположение выработанных пространств, которые вызывают оседание покрывающих пород вплоть до земной поверх-

ности, что, в свою очередь, кроме повреждения технических сооружений, может приводить к большим давлениям на ствол и вызывать искривление последнего.

Поэтому ствол следует закладывать в таких местах, которые не затронуты сдвижением пород, вызванным подземными работами. Закладку ствола в районах, в которых подработана земная поверхность, можно производить только в том случае, если оседание земной поверхности закончилось, что устанавливается специальными маркшейдерскими наблюдениями.

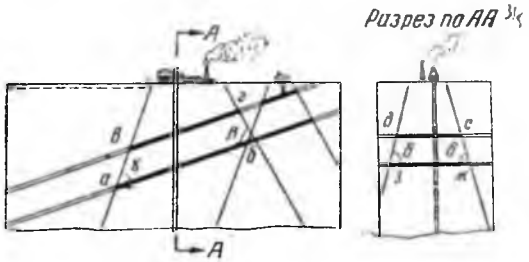


Рис. 243. Схема построения предохранительного околоствольного целика:

аб и *вг* — размер целика по падению; *де* и *зж* — то же, по простиранию

При выборе места заложения стволов шахт следует стремиться к тому, чтобы потери полезного ископаемого в предохранительных целиках были минимальными (рис. 243, значение углов β, γ и δ см. ниже).

На выбор места заложения вертикальных стволов оказывает влияние также характер покрывающих пород. Наиболее благоприятными для проходки стволов являются породы устойчивые и маловодоносные. Следует избегать закладки стволов в породах очень крепких (например, в кварцитах), стоимость проходки ствола в которых может оказаться весьма высокой.

Особо следует избегать закладки стволов в местах, в которых необходимо пересекать плывуны или зоны обводненных карстов. Не рекомендуется также закладывать стволы в районе геологических нарушений (например, сбросов), так как в таких местах горные породы бывают разрушены, неустойчивы и обводнены.

Все вышеизложенное касалось выбора места заложения подъемного ствола.

По Правилам технической эксплуатации каждая шахта должна иметь не менее двух отдельных выходов на поверхность, приспособленных для передвижения по ним людей. Расстояние

между этими выходами должно быть не менее 30 *м*, причем устья стволов не должны находиться в одном здании.

По одному из стволов воздух поступает в подземные выработки, а по другому выходит на поверхность.

Расположение подъемного и вентиляционного стволов возможно либо примерно на одной линии, делящей шахтное поле пополам (рис. 244, *I* и *II*), либо подъемный ствол закладывают на этой линии, а вентиляционные (обычно не менее двух) — у границ шахтного поля (рис. 244, *III*). В первом случае, в свою

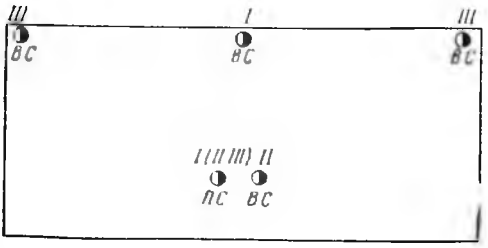


Рис. 244. Взаимное расположение подъемного и вентиляционного стволов в плане:

П. С. — подъемный ствол; *В. С.* — вентиляционный ствол: *I* — центрально-отнесенное; *II* — центрально-сдвоенное; *III* — фланговое расположение

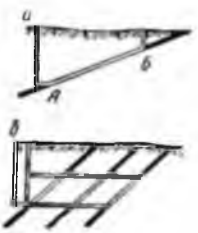


Рис. 245. Взаимное расположение стволов в разрезе:

а — центрально-отнесенное; *б* — центрально-сдвоенное

очередь, возможны два варианта: 1) вентиляционный ствол располагается у верхней границы шахтного поля (рис. 244, *I* и рис. 245, *а*) и 2) вентиляционный ствол располагается рядом с подъемным стволом (рис. 244, *II* и 245, *б*).

Первый способ обычно применяют при разработке пологих залежей и называют *центрально-отнесенным* расположением стволов; второй можно применять при разработке любых месторождений, называют его *центрально-сдвоенным* расположением стволов.

Расположение вентиляционных стволов на границах шахтного поля при расположении подъемного ствола в центре носит название *флангового* (диагонального).

С точки зрения минимальных потерь полезного ископаемого в предохранительных целиках, удобства обслуживания и выполнения вспомогательных операций вентиляционными стволами наиболее благоприятной является центрально-сдвоенная схема расположения стволов.

При центрально-сдвоенном расположении стволов в случае разработки пологих пластов свежая вентиляционная струя поступает с поверхности по стволу, поднимается к разрабатывае-

мому этажу (см. рис. 232) по капитальному бремсбергу или ходку, разделяется на две струи, поступающие по этажным штрекам в каждое крыло, и, омыв очистные забои, выходит на вентиляционный штрек. Чтобы отработанная струя могла выйти в вентиляционный ствол, расположенный рядом с подъемным, ей необходимо спуститься к нему по наклонной выработке (соответственно по ходку или бремсбергу).

В шахтах, опасных по газу, нисходящее направление исходящей вентиляционной струи не допускается. Для избежания нисходящих струй вентиляционный ствол закладывают у верхней границы шахтного поля (см. рис. 238). В таких случаях на крупных шахтах приходится проходить три ствола: подъемный и вспомогательный — рядом и вентиляционный — у верхней границы шахтного поля.

§ 90. ПОРЯДОК ОТРАБОТКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

Шахтные поля можно отрабатывать в направлении от ствола к границам шахтного поля, т. е. *прямым ходом*, и в обратном направлении — от границ шахтного поля к стволу, т. е. *обратным ходом*.

Разработка шахтного поля прямым ходом позволяет быстро приступать к очистным работам, не требуя предварительного проведения откаточных штреков до границ шахтного поля, что необходимо при разработке обратным ходом. Вместе с тем разработка прямым ходом, особенно при центральном проветривании (см. рис. 233, *а*), имеет существенные недостатки. Непосредственно над откаточным и под вентиляционным штреками в этом случае находится выработанное пространство, вследствие чего для предохранения их от давления опускающихся в выработанном пространстве пород приходится временно оставлять целики угля. Выемка их при погашении соответствующих участков штрека сопряжена с потерями угля. Целики под вентиляционными штреками, особенно при наклонном и крутом падении, практически не отрабатывают.

Вследствие разности давления воздуха в откаточном и вентиляционном штреках через неплотности в перемычках, установленных в печах, происходят утечки воздуха в выработанное пространство, ухудшающие проветривание забоев.

При разработке самовозгорающихся угольных пластов просачивание воздуха через трещины в целиках может вызвать подземные пожары.

Наличие с обеих сторон откаточных и вентиляционных штреков выработанного пространства усложняет их поддержание и вызывает необходимость непроизводительно занимать большое

число рабочих на их ремонт, что приводит к снижению производительности труда и удорожанию полезного ископаемого.

Так как при отработке шахтного поля прямым ходом совмещаются на одном штреке работы по проведению последнего и по транспортировке угля из очистного забоя, то возникают затруднения в обмене вагонеток у очистного забоя и в подаче порожняка в забой штрека.

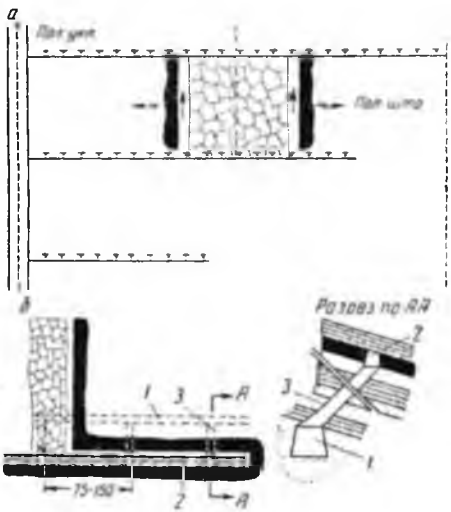


Рис. 246. Отработка этажа от середины крыла шахтного поля в обе стороны:

а — схема отработки; *б* — подготовка пласта через полевой штрек и наклонный гезенк: *1* — полевой штрек; *2* — пластовый штрек, проводимый широким забоем; *3* — гезенк

Наконец, прямой порядок отработки шахтных полей не дает возможности заранее изучить характер залегания месторождения полезного ископаемого.

Перечисленные недостатки в значительной мере устраняются при отработке шахтных полей обратным ходом в случае центрального проветривания.

При фланговом проветривании (см. рис. 233, *б*) преимущества отработки шахтного поля обратным ходом в части поддержания штреков сохраняются лишь по отношению к откаточному штреку; вентиляционный же штрек оказывается в тех же условиях, что и при отработке прямым ходом в случае центрального проветривания.

Основным недостатком обратного порядка отработки шахтного поля является необходимость проведения главных транспортных штреков на всю длину крыла. Этот недостаток сглаживается по мере роста темпов проведения штреков.

Другим недостатком обратного хода являются возникающие в отдельных случаях затруднения проветривания забоя штрека при большой его длине. В таких случаях для сокращения длины пути исходящей вентиляционной струи по вентиляционному просеку через определенные расстояния транспортный и вентиляционный штреки сбивают наклонными выработками *10* (см. рис. 234).

В целях сокращения работ по поддержанию выработок параллельно откаточным и вентиляционным штрекам проводят иногда полевые штреки, с которыми их через определенные рас-

стояния сбивают промежуточными квершлагами (или гезенками). Если полевой штрек обслуживает несколько пластов, то его называют *групповым*.

При наличии полевых штреков возможна *комбинированная отработка* каждого крыла шахтного поля, при которой работы ведут от середины крыла в обе стороны: к стволу и к границам шахтного поля (рис. 246).

При углах падения пластов больше 15° шахтные поля разрабатывают этажами в нисходящем порядке, начиная с верхнего. В том же порядке им присваиваются номера, т. е. самый верхний — первый, следующий — второй и т. д.

При отработке шахтного поля прямым ходом очистные работы начинают в верхнем этаже от первого капитального бремсберга и ведут в обе стороны от него по направлению к границам поля. Капитальный бремсберг существует в течение всего периода разработки шахтного поля по восстанию.

При пологих пластах с углом падения до 15° можно применять и другой способ отработки шахтного поля, получивший название *разработки панелями* (рис. 247).

Панелью называют часть шахтного поля, ограниченную по падению или по восстанию главным откаточным штреком рабочего горизонта, а по простиранию — самостоятельным бремсбергом или уклоном, примыкающим к главному откаточному штреку.

При панельной разработке после вскрытия шахтного поля на горизонте околоствольного двора проводят главный транспортный (откаточный) штрек, который делит шахтное поле на две части: *поле по восстанию и поле по падению*.

Поле по восстанию отрабатывают при помощи бремсбергов, а поле по падению — при помощи уклонов, которые при данном способе отработки шахтного поля называют *панельными* и проводят через каждые 800—1000 *м* (и больше) по простиранию.

Панели могут быть *односторонними* и *двусторонними*. В первом случае бремсберг (или уклон) проводят на границе между панелями, и выемку угля ведут только в одну сторону от него. При двусторонних панелях бремсберг (или уклон) проводят посередине панели (см. рис. 247) и очистные работы ведут в обе стороны от него. На практике обычно применяют двусторонние панели, при которых проводится меньшее число наклонных выработок.

При панельной отработке поле по восстанию разрабатывают в направлении от ствола к границам, а поле по падению — в обратном направлении.

Очистные работы начинают в первом этаже первой панели, который при панельной отработке шахтного поля называют *ярусом*. После отработки первого яруса приступают к работам

во втором ярусе, затем в третьем и т. д., пока не будут отработаны все ярусы первой панели (см. рис. 247, *б*).

Затем приступают к выемке второй панели в той же последовательности и т. д., пока работы не дойдут до границ шахтного поля.

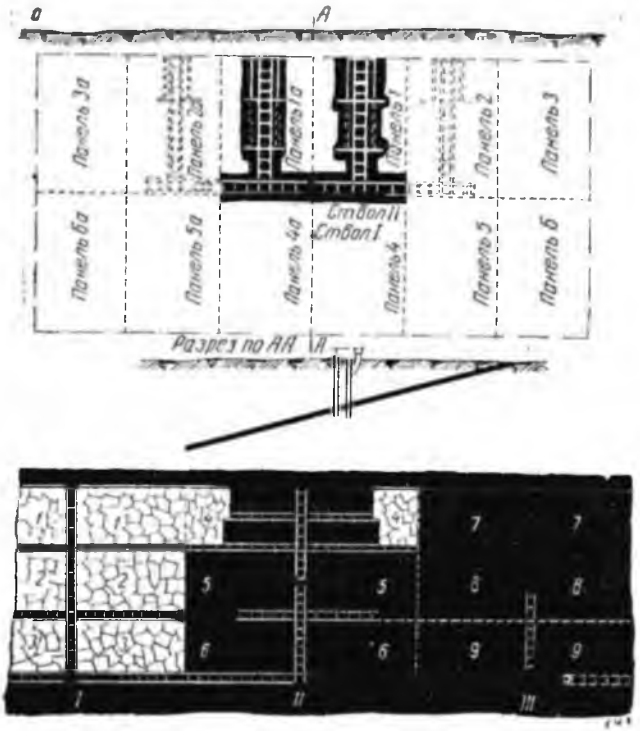


Рис. 247. Схема разработки шахтного поля панелями:

а — схема разбивки на панели всего шахтного поля; *б* — схема отработки ярусов в одном крыле поля по восстанию *I*, *II* и *III* — порядковые номера панелей; *1*, *2* и *3* . . . — порядковые номера вынимаемых ярусов

При разработке этажами откаточные этажные штреки последовательно проводят в каждом этаже на всю длину шахтного поля и поддерживают в течение всего срока отработки этажа. При разработке панелями проводят только один основной откаточный штрек на горизонте околоствольного двора. Ярусные штреки постепенно погашают по мере отработки соответствующих ярусов в пределах данной панели.

Транспортировку по ярусным штрекам при разработке панелями, вследствие сравнительно небольшого расстояния между

панельными бремсбергами, и по бремсбергам осуществляют при помощи конвейеров.

Разработка панелями позволяет иметь больший фронт очистных работ, чем при разработке этажами. При этом способе разработки создаются также более благоприятные условия поддержания этажных штреков, так как при отработке панелей обратным ходом они находятся в целиках; сокращается число погрузочных пунктов, потому что для отработки всех этажей (ярусов) каждой панели требуется оборудовать только один такой пункт; обеспечивается более устойчивый режим работы шахты в целом.

Недостатком панельного способа отработки шахтных полей является необходимость проведения и поддержания длинных наклонных выработок — панельных бремсбергов и уклонов.

Выбор способа отработки шахтных полей — этажами или панелями — должен производиться в каждом случае путем сравнения затрат на проведение всех горных выработок, необходимых при том и другом способе, а также на их поддержание и транспортировку угля.

Кроме того, каждый раз, особенно в шахтах, опасных по газу или пыли, должны проверяться условия проветривания с таким расчетом, чтобы не было исходящих вентиляционных струй, отводимых к вентиляционному стволу после проветривания забоев.

В угольной промышленности СССР (в зависимости от горно-геологических условий) на ближайшие годы на пологих и наклонных пластах мощностью до 3,5 *м* намечаются следующие схемы отработки шахтных полей:

1) при мощности пласта более 0,8 *м*, длине крыла шахтного поля до 2000 *м* и центральном проветривании — отработка этажей от границ шахтного поля, а при мощности пластов 0,8 *м* и менее — от ствола к границам;

2) при длине крыла более 2000 *м* — в зависимости от необходимой длины линии очистных забоев:

а) разработка этажами с полевыми штреками и отработкой каждого крыла от середины в обе стороны — к стволу и к границам шахтного поля; при мощности пластов более 1,3 *м* допускается отработка этажей прямым ходом;

б) при углах падения до 15° — панельная подготовка с отработкой ярусов от границ панели к бремсбергу; длина крыла панели по простиранию принимается до 400—500 *м*, а длина по восстанию и падению определяется условиями вскрытия, но не более 800 *м* в первом случае и 1200 *м* во втором;

3) при фланговом проветривании — отработка этажей прямым ходом.

§ 91. ПОДГОТОВКА ШАХТНОГО ПОЛЯ

Как указывалось выше, после пересечения залежи полезного ископаемого той или иной капитальной выработкой, вскрывающей месторождение, приступают к проведению подготовительных выработок, предназначенных для обеспечения проветривания, передвижения людей и транспортировки грузов.

Иногда для обеспечения заданной производственной мощности шахты приходится принимать такую длину этажа по падению, при которой разработка полезного ископаемого по всей его длине, без разделения на части, становится, с одной стороны, неудобной с точки зрения доставки грузов и передвижения людей, а с другой, — опасной по условиям поведения кровли. В этих случаях в зависимости от условий залегания полезного ископаемого для обеспечения безопасности и удобства работ этаж разделяют на подэтажи.

Для обслуживания подэтажей проводят промежуточные или подэтажные штреки.

Таким образом, *подэтаж* есть часть этажа, ограниченная по падению двумя соседними штреками.

Для доставки полезного ископаемого из верхних подэтажей к основному откаточному штреку при пологом залегании проводят бремсберги, а при крутом — скаты. Первый бремсберг (или скат) может быть устроен в первой сбойке.

По мере подвигания очистных забоев стоимость доставки по промежуточным штрекам и поддержания последних возрастает. В конце концов эти расходы достигают такой величины, что оказывается более выгодным провести новый бремсберг или скат, погасив соответствующую длину промежуточных штреков и сократив тем самым затраты на доставку полезного ископаемого к бремсбергу и ремонт выработок.

Расстояние между бремсбергами или скатами устанавливают в зависимости от принятого способа транспортировки грузов по промежуточным штрекам и устойчивости окружающих пород. Следовательно, каждое крыло шахтного поля в пределах данного этажа по мере подвигания очистных работ разбивается бремсбергами (или скатами) на части, ограниченные по простиранию двумя соседними бремсбергами (или скатами), а по восстанию — границами этажа, называемые *выемочными полями.*

Части подэтажей, получающиеся от пересечения их бремсбергами (или скатами), называют *выемочными участками.*

Выемочное поле, обслуживаемое одним бремсбергом, называют также *бремсберговым полем.*

Первоочередной подготовительной выработкой является *вентиляционная сбойка;* при наклонном падении пласта ее проводят сразу же после вскрытия месторождения от горизонта пересече-

ния его капитальной выработкой до верхней границы шахтного поля (см. рис. 245, *АБ*); сбойка обеспечивает сообщение между стволом (или штольней), подающим в подземные выработки свежий воздух, и стволом, отводящим отработанный воздух.

После проведения сбойки можно приступить к проведению этажных и подэтажных штреков, участковых бремсбергов или скатов, печей и просеков, т. е. к *подготовке выемочных полей* и *нарезке очистных забоев.*

Подготовка свиты сближенных пластов производится при помощи групповых штреков, проводимых по одному из рабочих или нерабочих пластов с устойчивыми боковыми породами или по устойчивым породам почвы, обычно нижнего пласта.

Подготовка одиночных мощных пологих, наклонных и крутых пластов, а также всех самовозгорающихся пластов независимо от их мощности производится путем проведения полевых штреков или штреков по нерабочим пластам. Подготовка этажей без полевых штреков допускается только при длине крыла до 1000 *м,* отработке этажей обратным ходом и центральном проветривании, за исключением пластов, особо склонных к самовозгоранию.

Полевые штреки следует также применять при разработке пластов с неустойчивыми боковыми породами и при вспучивающейся почве.

При отработке прямым ходом пластов мощностью до 1,3 *м* с вспучивающейся почвой и при длине крыла до 800—1000 *м* штреки проводят широким забоем с выкладкой над ними двойных породных полос.

При отработке этажа от середины крыла в обе стороны (к стволу и к границам шахтного поля) с применением полевых откаточных и вентиляционных штреков для установки конвейеров в разрабатываемом пласте проводят выработки небольшого сечения: на пластах мощностью 1 *м* и более — без подрывки боковых пород, а при меньшей мощности пласта — с подрывкой, обеспечивающей высоту выработки не менее 1 *м.*

§ 92. МЕТОД ВАРИАНТОВ

При проектировании шахт ряд вопросов приходится решать путем сравнения возможных способов ведения работ по техническим и экономическим показателям, присущим сравниваемым способам, т. е. методом вариантов, так как аналитическое решение этих вопросов зачастую представляет весьма сложную и трудоемкую задачу.

Сущность метода вариантов можно уяснить из рассмотрения рис. 235. При первом варианте ствол проходят только до горизонта первого этажа, при втором — до горизонта второго, при

третьем — до горизонта третьего, а при четвертом и пятом вариантах — до горизонта последнего этажа. Стоимость проходки ствола в каждом из этих случаев будет соответственно меняться. При минимальной глубине ствола первый вариант вместе с тем характеризуется максимальной длиной капитального уклона (на длину трех этажей — 600 *м*), который приходится на соответствующих участках поддерживать в течение всего периода разработки нижележащих этажей.

При втором варианте, требующем проходки ствола на несколько большую глубину, длина капитального уклона сокращается на наклонную длину одного этажа (на 200 *м*), но появляется необходимость в капитальном бремсберге (200 *м*) для вскрытия и обслуживания первого этажа.

При третьем варианте, при еще большей глубине ствола, длина капитального уклона сокращается еще на 200 *м*, а длина капитального бремсберга соответственно увеличивается.

При четвертом варианте, имеющем максимальную глубину ствола, капитальный уклон отсутствует, но капитальный бремсберг имеет максимальную длину.

Наконец, при пятом варианте, имеющем ту же конечную глубину ствола, что и в четвертом варианте, капитальные уклоны и бремсберги отсутствуют, но появляются этажные квершлаги.

Зная протяженность выработок и средние стоимости проведения 1 *м* этих выработок, можно определить капитальные затраты на вскрытие месторождения тем или другим способом.

В данном случае, кроме капитальных затрат на проведение горных выработок, необходимо сравнить эксплуатационные расходы по каждому из рассмотренных вариантов за весь срок службы шахты: на поддержание выработок, подъем по стволу, транспортировку по капитальным бремсбергам и уклонам, водоотлив и в отдельных случаях на проветривание. Суммируя капитальные затраты и эксплуатационные расходы по каждому варианту, находят наивыгоднейший из них, которому будут соответствовать минимальные затраты на 1 *т* добытого угля.

Необходимо иметь в виду, что, пользуясь укрупненными показателями при экономическом сравнении вариантов, трудно достигнуть большой точности. Поэтому варианты, которые различаются по показателям стоимости в пределах до 10%, в экономическом отношении следует считать равноценными.

Прибегая к методу вариантов, прежде чем производить экономическое сравнение, необходимо тщательно выяснить техническую сторону применения каждого варианта.

При техническом сравнении вариантов вскрытия месторождения каждый из них должен быть представлен в виде эскиза, вычерченного в масштабе.

Экономическому анализу должны подвергаться только те варианты, которые в данных условиях окажутся технически рациональными. Например, для случая, представленного на рис. 239, в экономическом отношении, очевидно, следовало бы сравнить варианты второй и третий.

При экономическом сравнении следует учитывать только существенные затраты, различные для сравниваемых вариантов, которые должны ставиться в равноценные условия. При сравнении вариантов необходимо обращать особое внимание на правильность и сопоставимость расстановки рабочих разных профессий и применяющихся ставок оплаты труда, так как во многих случаях эта статья является решающей.

Сравнивая варианты по техническим и экономическим показателям, необходимо также обращать внимание на фактор времени, определяемый сроками ввода шахты или участка в действие в рассматриваемых вариантах, а также на объем капиталовложений к моменту ввода шахты в действие.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое вскрытие, капитальные и подготовительные работы?
2. Что такое производительность и срок службы шахты, и как они определяются?
3. Что такое шахтное поле, его элементы, и как они определяются?
4. Что такое этаж, и как определяется его наклонная высота?
5. Назовите и опишите применяющиеся схемы вскрытия пологих и крутых пластов и жил?
6. Как выбирается место заложения стволов?
7. Какие могут быть взаимные расположения стволов, подающих в шахту и отводящих из нее воздух?
8. Опишите применяющиеся способы отработки шахтных полей (этажами и панелями; прямой и обратный).
9. Что дает проведение полевых штреков?
10. Что такое метод вариантов при решении вопросов вскрытия шахтных полей, и как он применяется?
11. Что такое проект перспективного освоения всего месторождения?

Глава XI

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В ОЧИСТНОМ ПРОСТРАНСТВЕ

§ 93. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

После того как месторождение вскрыто и проведены необходимые подготовительные и нарезные выработки, приступают к очистным работам.

Очистными работами, или *очистной выемкой,* называют работы, имеющие непосредственной целью извлечение полезного ископаемого из месторождения. Забои, в которых производят очистные работы, называют очистными, а выработки, получающиеся после выемки полезного ископаемого, — очистными выработками.

В зависимости от направления очистных работ различают *выемку по простиранию, выемку по восстанию или по падению* и *диагональную выемку.* В первом случае очистной забой располагается перпендикулярно линии простирания, во втором — параллельно ей, в третьем — диагонально.

Для правильного и равномерного ведения очистных работ между очистными и подготовительными выработками должно существовать определенное соотношение как во времени, так и в пространстве, причем для начала очистных работ необходимо иметь определенное количество подготовительных и нарезных выработок.

Устанавливаемый для данных естественных условий залегания порядок ведения подготовительных, нарезных и очистных работ, определяющийся изменением и развитием орудий производства добычи полезного ископаемого и организации работ, называется *системой разработки.*

Рациональной системой разработки следует считать такую, которая в данных конкретных условиях удовлетворяет следую-

щим основным требованиям: 1) безопасность работ, 2) максимальная добыча полезного ископаемого, 3) минимальный объем подготовительных выработок, приходящихся на 1000 *т* добычи, 4) максимально низкая себестоимость при максимально возможной производительности труда и 5) минимальные потери полезного ископаемого.

Для правильного ведения работ, кроме применения рациональной системы разработки, необходимы: комплексная механизация основных процессов добычи полезного ископаемого, при которой достигается максимальная производительность каждого занятого в забое рабочего и всего забоя в целом; такое распределение работ на отдельных участках, при котором облегчаются их проветривание и сокращаются расходы по поддержанию подготовительных выработок; наличие резервных забоев; правильная организация работ по графику цикличности, характеризующаяся полной увязкой всех процессов добычи. Особо следует подчеркнуть необходимость увязки подготовительных, нарезных и очистных работ.

Последнее условие будет выполнено, если подготовительные и нарезные выработки проводятся с таким расчетом, что каждый отработанный очистной забой заменяется равноценным ему по производительности новым. Так как при проведении подготовительных и нарезных выработок возможны непредвиденные задержки, то необходимо проводить их с таким опережением очистных забоев, при котором бы между сроком отработки данного выемочного поля и вводом нового в зависимости от общих условий и организации работ на данном предприятии создавался резерв времени в 1—3 мес.

Отставание подготовительных работ от очистных неизбежно приводит к сужению линии очистных забоев, которое влечет за собой замедление и даже прекращение роста общей линии забоев, а в конечном счете — неустойчивость в работе и падение добычи.

На выбор системы разработки оказывают влияние многие факторы и в первую очередь глубина и форма залегания месторождения и характер самого полезного ископаемого. Поэтому мы будем рассматривать системы разработки в следующем порядке:

I. Подземные работы.

1. Разработка пластовых, в частности угольных, месторождений:

а) разработка пластов тонких и средней мощности;

б) разработка мощных пластов.

2. Разработка рудных месторождений.

3. Разработка нерудных месторождений.

II. Открытые работы.

§ 94. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На выбор системы разработки и на самый способ очистной выемки влияют следующие факторы.

1. *Мощность пласта.* При выборе системы разработки мощность пласта имеет важное значение. При разработке мощного пласта на полную его мощность работа в очистном забое вследствие большой высоты его и обнажения значительной поверхности угольного массива становится неудобной и небезопасной. Поэтому мощные пласты часто разрабатывают с разделением на *слои,* выемку которых производят в определенной последовательности.



Рис. 248. Расположение забоя по кливажу:

1 — диагонально с заколкой нижнего кутка; 2—то же, с заколкой верхнего кутка; 3—выемка по восстанию

По условиям разработки пласты по мощности делят на весьма тонкие — до 0,5 *м*, тонкие — от 0,5 до 1,3 *м*, средней мощности — от 1,3 до 3,5 *м* и мощные — свыше 3,5 *м*.

2. *Угол падения пластов.* По углу падения пласты делят на пологие (от 0 до 25°), наклонные (от 25 до 45°) и крутые (от 45 до 90°). Угол падения пластов имеет большое значение при выборе системы разработки, так как величина его определяет способ доставки полезного ископаемого из очистного забоя: если при пологом и горизонтальном падении отбитый кусок полезного ископаемого остается лежать на месте, то при крутом падении он скатывается вниз. При несоблюдении правил эксплуатации и безопасности ведения работ падающий уголь может вызвать несчастный случай с рабочими и выбить стойки крепи. Кроме того, при крутом падении обрушаться может не только кровля, но и почва пласта, что вызывает необходимость уменьшать по сравнению с пологим падением наклонную длину забоя, применять особую крепь и пр.

3. *Строение и свойства пласта.* Сюда следует *отнести наличие прослойков, кливаж, крепость угля, способность угля самовозгораться.* При наличии кливажа очистные забои стремятся располагать по кливажу в целях облегчения отбойки полезного ископаемого, что определяет направление выемки (рис. 248).

При механизированной выемке угля влияние кливажа почти потеряло свое значение. Однако при выемке крутых особенно мощных пластов с кливажем надо считаться, так как в этом случае по поверхности кливажа могут отделяться крупные глыбы угля. Это может быть предотвращено изменением

направления выемки угля и соответствующим креплением забоя.

Наличие в пластах породных прослойков осложняет выемку угля. Порода из прослойков, попадая в уголь, повышает его зольность. Отделить прослойки породы толщиной менее 5 *см,* даже при ручной навалке угля, затруднительно, особенно на крутых пластах.

При разработке мощных пластов прослойки породы мощностью 0,5 *м* и более играют положительную роль, так как они служат для разделения пласта на отдельные слои.

Крепость угля, т. е. его сопротивление разрушению, влияет на выбор способа механизации очистных работ.

Склонность углей к самовозгоранию (см. гл. XXII) обусловливает необходимость применения систем разработки с минимальным оставлением целиков; кроме того, работы должны быть организованы таким образом, чтобы отдельные выемочные поля можно было легко изолировать одно от другого.

4. *Свойства боковых пород.* С точки зрения очистных работ устойчивость боковых пород характеризуется расстоянием, на котором породы обрушаются позади забоя без принятия специальных побудительных мер. В этом отношении Б. И. Бокий различал три типа пород: слабые, или неустойчивые, обрушающиеся на расстоянии меньше 5 *м* от забоя; средней прочности, обрушающиеся на расстоянии 5—10 *м* от забоя; прочные, или устойчивые, обрушающиеся на расстоянии свыше 10 *м* от забоя. К слабым породам следует также отнести породы трещиноватые.

Следует отметить условность такой характеристики пород, так как одна и та же кровля в зависимости от скорости подвигания забоя проявляет себя различно и обычно оказывается тем устойчивее, чем быстрее подвигается забой.

В зависимости от свойств и устойчивости пород выбирают способ управления кровлей.

Характер и направление трещин в породах кровли пласта могут влиять также на выбор направления выемки и расположения забоя относительно трещин.

В почве пласта могут залегать слабые породы, допускающие вдавливание в нее крепи, или пучащие; с этими свойствами пород почвы необходимо считаться при выборе способа крепления очистного пространства и управления кровлей.

5. *Наличие рудничного газа.* При наличии рудничного газа (метана) необходимо применять системы разработки с минимальным количеством глухих забоев, особенно восстающих, где обычно скопляется метан, так как он легче воздуха.

На газовых пластах каждый очистной забой вместе с прилегающими к нему подготовительными выработками должен проветриваться обособленной вентиляционной струей (для шахт I категории по газу в некоторых случаях допускаются отступления), что достигается путем проведения дополнительных подготовительных выработок и при помощи специальных вентиляционных устройств.

Большое влияние на выбор системы разработки оказывают также особые условия залегания пластов:

1) сильная нарушенность месторождения, залегание полезного ископаемого под крупными водоемами или сильно водоносными породами. В последнем случае применяют системы разработки с оставлением целиков, изолирующих разрабатываемые выемочные поля от выработанных участков, или производят предварительное осушение месторождения;

2) склонность некоторых пластов при определенных условиях к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа.

Кроме того, на выбор системы разработки влияют: методы и степень механизации работ по добыче (о чем будет сказано дальше) и требования, предъявляемые потребителями, например, в отношении крупности кусков и зольности добытого угля.

§ 95. ПОДДЕРЖАНИЕ КРОВЛИ В ОЧИСТНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Общие сведения

По мере отбойки угля и выдачи его из очистного забоя кровля пласта обнажается на более или менее значительном пространстве и равновесие горных пород нарушается, вследствие чего происходит сдвижение их, образование в кровле трещин и, в конечном счете, обрушение пород.

Для безопасной и бесперебойной работы в очистном пространстве необходимо перед забоем иметь свободное, но вместе с тем защищенное от обрушения породы *рабочее пространство*, в котором размещаются механизмы по добыче и доставке угля, располагаются во время работы рабочие и по которому проходит вентиляционная струя воздуха. Обычно ширина этого пространства в зависимости от расстановки и размеров механизмов составляет 2—4 *м*.

Для предохранения людей от обрушения кровли и для образования рабочего пространства применяют крепь (рис. 249) из деревянных или металлических стоек, устанавливаемых в распор между почвой и кровлей пласта, нормально к плоскости напластования.

Эта крепь предназначена для поддержания кровли лишь вблизи забоя, и поэтому ее называют *призабойной*. Кроме призабойной, применяют *специальную* крепь.

На некотором расстоянии от забоя, зависящем от устойчивости пород, кровля провисает в большей или меньшей степени и оказывает все большее давление на стойки. Крепь в конце концов не выдерживает этого давления, ломается, и происходит

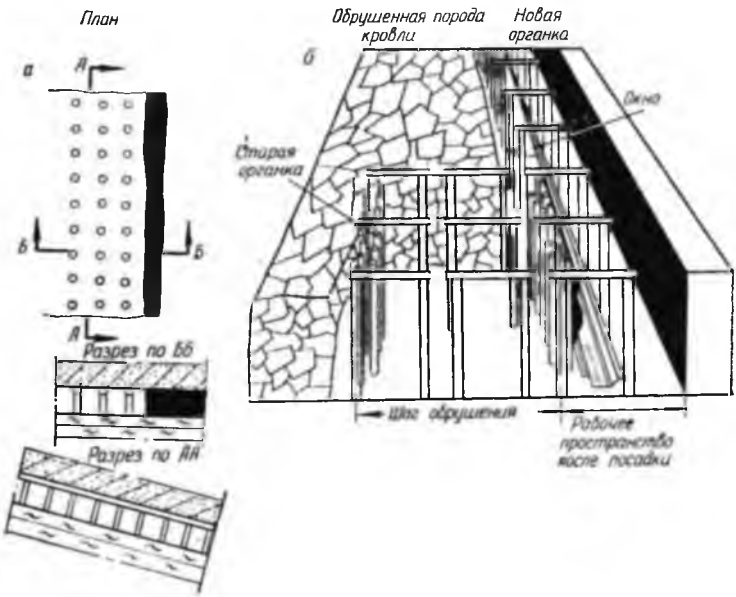


Рис. 249. Призабойная крепь:
а — призабойная крепь; *б* — общий вид очистного пространства

обрушение кровли, которое иногда может распространиться до забоя.

Чтобы предотвратить распространение обрушения кровли до забоя, необходимо *управлять горным давлением* пород или, как обычно говорят, *управлять кровлей.*

Управление горным давлением базируется на следующих двух основных принципах:

1) на некотором расстоянии от забоя искусственно производят полное или частичное обрушение провисающей кровли, чем и достигается уменьшение давления на призабойную крепь. Такой способ ведения работ носит название *разработки с обрушением кровли;*

2) выработанное пространство полностью или частично заполняют пустой породой, предохраняющей кровлю от обрушения.

Этот способ ведения работ получил название разработки *с закладкой выработанного пространства.*

Крепь очистного пространства должна удовлетворять следующим требованиям:

1) обладать прочностью, т. е. выдерживать приходящиеся на нее нагрузки;

2) при работе с полным и частичным обрушением обладать достаточной жесткостью при обеспечении незначительного уменьшения по высоте с сохранением способности сопротивляться приходящимся на нее нагрузкам;

3) при работе с частичной закладкой и плавным опусканием должна быть податливой и обеспечивать значительное уменьшение по высоте с сохранением способности сопротивляться давлению боковых пород;

4) допускать свободное размещение рабочих и всех необходимых для работы механизмов, не оказывая значительного сопротивления движению воздушной струи;

5) должна быть простой по конструкции и дешевой.

Призабойная крепь

При деревянной призабойной крепи обычно применяют сосновые стойки. Толщина их, расстояние между рядами и между отдельными стойками в ряду обусловливаются величиной давления пород. Толщина стоек возрастает также с увеличением мощности пласта, т. е. длины стойки (табл. 15).

Таблица 15

Размер деревянных стоек для призабойной крепи

Длина стойки, *м*	Диаметр стойки, *см*	Длина стойки, *м*	Диаметр стойки, *см*
0,50–0,75	7—9	1,75–2,10	13—15
0,75—1,00	9 - 10	2,10 2, 0	15 17
1,00–1,40	10 - 11	2,50–2,80	17—18
1,40—1,75	11—13		

Для крепи должны применяться сухие стойки. Сырая стойка обладает значительно меньшей прочностью (примерно на 50%), чем сухая; при нажатии пород кровли сырые стойки ломаются без треска и, следовательно, не могут сигнализировать рабочим об опасности.

При устойчивых породах стойки призабойной крепи подбивают непосредственно под кровлю, при породах средней крепости — под подкладки из горбылей и при породах мало устойчивых — под верхняки-обаполы или распилы. Установка стоек под обапол или распил необходима также при породах хотя и достаточно устойчивых, но трещиноватых. При прокладке по кровле обаполов конец каждого из них должен заходить за конец другого. При слабой или сыпучей породе кровлю затягивают короткими обаполами или специальными щитками, сплетаемыми из дранки.

На практике верхняки-обаполы или распилы иногда располагают вдоль забоя. Во многих случаях такой способ крепления может оказаться неправильным, так как приблизительно в том же направлении образуются при оседании пород трещины, по которым возможно обрушение части пород. Поэтому верхняки необходимо прокладывать так, чтобы они располагались перпендикулярно трещинам. В большинстве случаев это условие будет соблюдено, если их располагать перпендикулярно к линии забоя (по простиранию пласта).

Если же резко выраженные кливажные трещины, по которым возможно выпадение породы, идут по простиранию, то верхняки следует располагать по падению пласта.

В последнее время в СССР и зарубежных странах для крепления очистного пространства начали широко применять металлические стойки и комплектную крепь.

Комплектная крепь представляет собой группу стоек, соединенных между собой тем или иным способом. Будучи установлены в забое, они работают как одна система.

По степени изменения длины под влиянием нагрузки различают *жесткие* и *податливые стойки.*

Выбор типа металлических стоек для крепления очистного пространства зависит в основном от геологических условий залегания данного пласта, скорости подвигания забоя, свойств кровли и степени ее осадки.

На угольных шахтах Советского Союза наибольшее распространение получили податливые металлические стойки с быстро возрастающим сопротивлением — СГК-2 (рис. 250, *а*), СДТ (рис. 250, *б*) и СГК-49 (рис. 250, *д*), которая после усовершенствования получила название М. Серийно выпускают также стойки ТС (рис. 250, *в*) и М-53 (рис. 250, *г*), а также гидравлические стойки, обладающие повышенным начальным и медленно возрастающим сопротивлением.

Металлические стойки состоят из корпуса, выдвижной части и замкового устройства, которое, взаимодействуя с корпусом замка и выдвижной частью стойки, удерживает последнюю в рабочем положении на необходимой высоте.

Для освобождения стойки от нагрузки (горного давления) выбивается горизонтальный (замыкающий) клин.

Податливость стоек достигается за счет придания конусности рабочим граням выдвижной части, вследствие чего она под давлением кровли проскальзывает, преодолевая силы трения между деталями замка. При этом несущая способность стойки повышается, так как силы трения возрастают.

Техническая характеристика металлических стоек приведена в табл. 16.

Проходят испытания стойки с повышенным первоначальным сопротивлением КСТ и постоянного сопротивления ЛС.

При механизированной выемке призабойную крепь устанавливают вслед за отбойкой угля, причем между забоем и первым рядом крепи должно оставаться свободное пространство шириной 0,8—1 *м*. Кроме того, после зарубки остается навес у кровли на протяжении, равном глубине вруба. Таким образом, при глубине вруба 1,8 *м* остается незакрепленной полоса шириной 2,6—2,8 *м*. При некоторых породах кровли в результате этого могут образоваться трещины, вызывающие обрушение «коржа» как во время отбойки угля, так и во время зарубки.

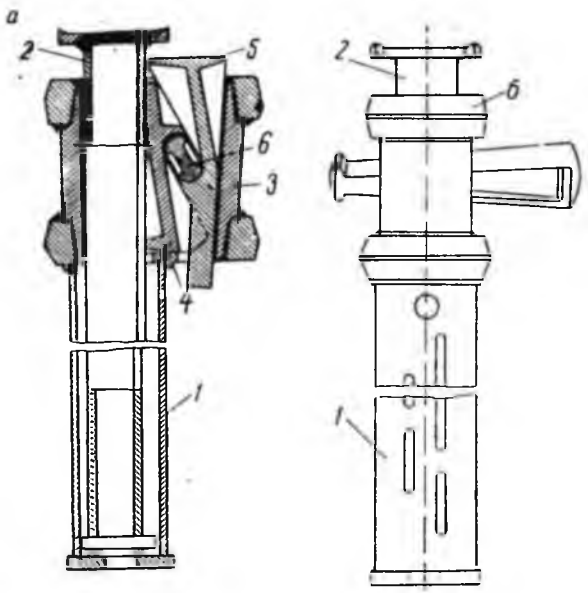
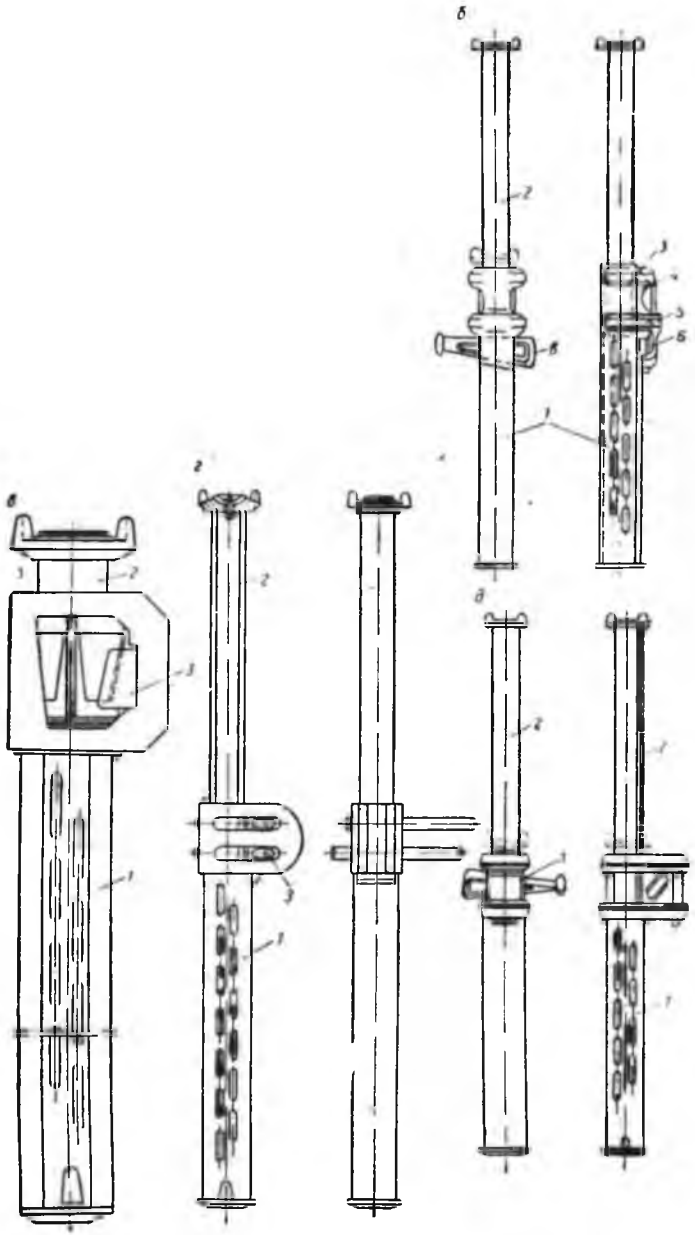


Рис. 250. Металли

а — СГК-2; *б* — СДТ; *в* — ТС; *г* — М-53 к; *д* — СГК-49; *1* — корпус;



ческие стойки:

2 — выдвижная часть; *3* — замковое устройство; *4*, *5* и *6* — клинья

Таблица 16

Техническая характеристика металлических стоек

Тип стойки	Типоразмер	Высота стойки, *мм*		Допускаемая рабочая нагрузка, *т*	Податливость при допускаемой нагрузке, *мм*	Вес, *кг*
		минимальная	максимальная			
СГК-2	I	600	950	35	100	37,9
	II	850	1450	35	100	42,6
	III	1060	1850	35	100	60,3
	IV	1260	2250	35	100	68,6
СДТ	I	420	680	22—25	50—70	14,3
	II	520	850	22—25	50—70	16,3
	III	620	1000	35	100—180	31,0
	IV	720	1200	35	100—180	34,2
	V	920	1600	35	100—180	40,2
	VI	1220	2000	35	100—180	56,3
	VII	1520	2300	35	100—180	66,5
М (СГК-49)	I	603	1000	35	75—120	31,3
	II	708	1210	35	75—120	34,3
	III	845	1470	35	75—120	39,8
	IV	1033	1845	35	75—120	49,3
	V	1364	2350	35	75—120	54,6
	VI	1700	3000	35	75—120	69,5
ТС	I	325	545	10—12	—	8
	II	400	700	10—12	—	9
М-53	I	660	1083	35	300	38,4
	II	748	1210	35	300	40,4
	III	942	1500	35	300	42,5

Для предупреждения таких явлений вслед за подвиганием врубовой машины пробивают ряд стоек непосредственно у самого забоя. При некоторых породах кровли возникает необходимость пробивания ряда стоек у забоя и впереди врубовой машины (или комбайна). В таких случаях по мере подвигания машины эти стойки должны выбиваться и сейчас же после ее прохода ставиться вновь.

При применении комбайнов для возможности навалки отбитого угля на забойный конвейер крепежные стойки между машиной и конвейером не устанавливают, либо их выбивают при проходе комбайна и вновь устанавливают. Некоторые комбайны обеспечивают погрузку угля без выбивки стоек. Желательно отсутствие стоек и непосредственно у забоя.

При этих условиях рационально применять *консольную крепь* в виде металлических комплектных стоек с *шарнирными* (рис. 251) *верхняками.*

Металлический шарнирный верхняк представляет собой сварную или литую балку, на одном конце которой имеется вилка, а на другом — проушина. В стенках вилки и в крестовине имеются отверстия для штыря, посредством которого шарнирно соединяются смежные верхняки. В вилке, кроме того, имеются крестообразные пазы для клина, в который упирается конец вновь устанавливаемого верхняка, пока под него не будет поставлена стойка.

Кроме сварных верхняков КВШ, выпускаются литые верхняки М-31К и М-45; все они имеют постоянный шаг (расстояние между отверстиями для штыря). Так как глубина вруба на всем протяжении лавы может не оставаться постоянной (вследствие отхода врубовой машины или комбайна от забоя), то это приводит к несоответствию длины верхняка фактической глубине вруба.

Для устранения этого недостатка выпускают верхняки М-57 и М-58 с переменным шагом, у которых в щеках вилки и в проушине имеется по два отверстия. Вставляя штырь при установке нового верхняка в то или другое отверстие, можно изменять шаг на 100 *мм.*

Техническая характеристика металлических шарнирных верхняков приведена в табл. 17.

Шарнирные верхняки устанавливают по простиранию так, чтобы вилка была обращена к забою, а проушина — в сторону выработанного пространства.

Применение металлических шарнирных верхняков повышает безопасность работ, почти полностью ликвидирует расход леса, предохраняет призабойное пространство от обрушения ложной и неустойчивой кровли и обеспечивает бесстоечное крепление при

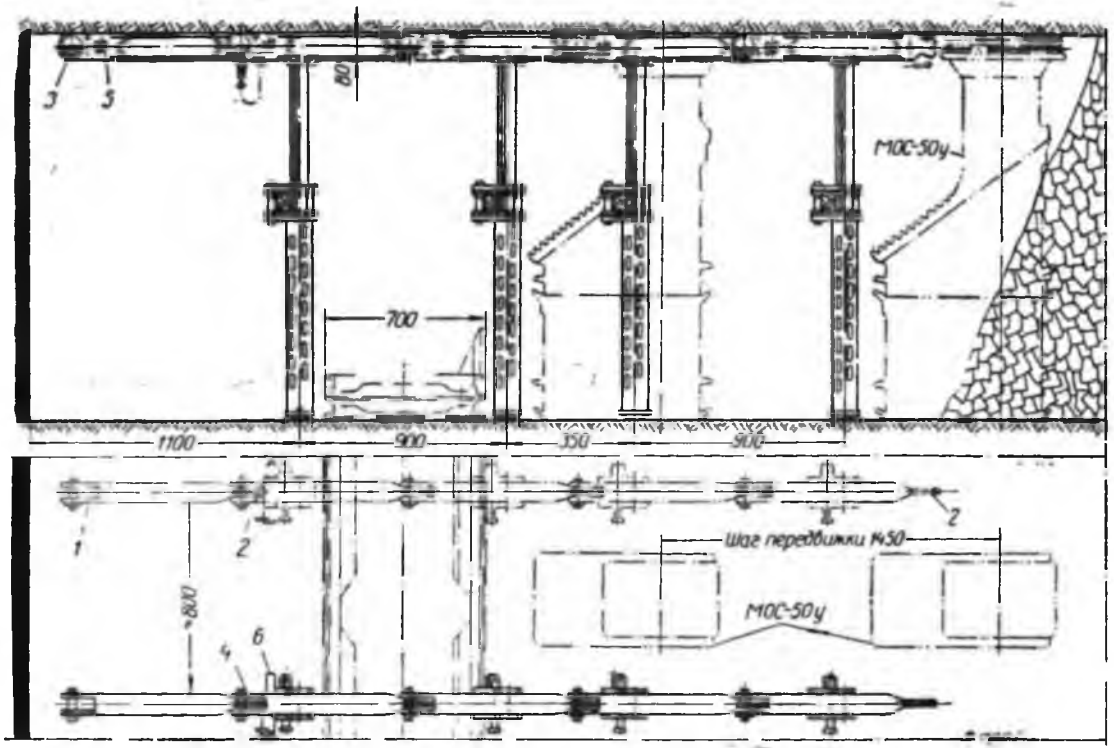


Рис. 251. Комплектная металлическая крепь КШВ-49:
1 — вилка; *2* — проушина; *3* — отверстие для штыря *4*; *5* — крестообразные пазы для клина *6*

Таблица 17

Техническая характеристика металлических шарнирных верхняков

Показатели	Тип верхняка				
	КШВ	М-31	М-45	М-57	М-58
Шаг верхняка, *мм*	800	800	1000	800; 900	800; 900
Допускаемая нагрузка на консоль длиной 1,3 *м*, *т*	3	2,5	2,0	2	2
Допускаемая нагрузка посередине верхняка при расстоянии между стойками 500 *мм*, *т*	29	32	32	35	35
Конструктивная высота верхняка, *мм*	100	100	135	100	135
Вес в собранном виде, *кг*	30,4	29,1	32,0	23,5	27

забойного пространства, создавая благоприятные условия для работы горных комбайнов и других выемочных машин и агрегатов.

Специальная крепь

Для управления кровлей путем обрушения при деревянной призабойной крепи в выработанном пространстве, на некотором расстоянии от забоя, ставят специальную крепь (рис. 252): *костры, кусты* или *органную крепь* (именуемую иногда *органкой*, «комплектом»).

Костер, сложенный из деревянных стоек, является податливой крепью.

При необходимости иметь жесткую специальную крепь костры выкладывают из отрезков рельсов или металлических балок.

К жесткой специальной крепи относится также кустовая крепь. Кустом называют группу стоек, установленных одна возле другой (на расстоянии 10—20 *см*). Расстояние между кустами колеблется от 2,5 до 5 *м*.

Для замены органной и кустовой деревянной крепи на пластах с углом падения до 20° в качестве посадочной крепи с высокой грузоподъемностью нашли широкое применение металлические органные стенки МОС-50у, органная крепь МОК-1 и стойки посадочной крепи ОК-150 и ОКУ.

Металлические передвижные органные стенки МОС-50у (рис. 253, *а*) состоят из двух частей: основной стенки и подставок, имеющих пять типоразмеров, различающихся по высоте с интервалом 100 *мм*. Высота минимальной подставки 200 *мм*, максимальной — 600 *мм*.

Основная стенка в свою очередь состоит из следующих узлов и деталей: насадки *1* (верхней опоры), проставки с клиньями *2*, гребенки *3*, основания *4* с замковым устройством *5*.

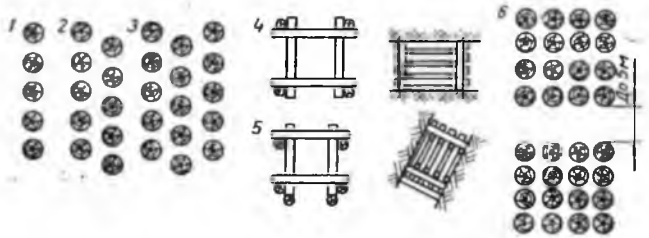


Рис. 252. Специальная крепь:

1 — однорядная; *2* — двухрядная и *3* — трехрядная органка; *4* — костер при пологом падении пласта; *5* — костер при крутом падении; *6* — куст

Насадка представляет собой опорную стальную плиту размером 500×320 *мм* с отогнутыми книзу краями. Проставка имеет наклонную под углом 35° плиту с двумя рядами зубьев, которые входят в зацепление с зубьями гребенки.

Основанием стенки является литая из стали ребристая металлоконструкция, на которую устанавливаются гребенка, проставка и насадка.

Нижняя часть основания оканчивается плитой, края которой с узкой стороны загнуты кверху в виде концов лыж. Плиту основания устанавливают на подставку *6* или непосредственно на почву пласта.

Органные стенки устанавливают параллельно очистному забою с интервалами в зависимости от характера кровли 1—2,5 *м* и передвигают по мере подвигания забоя при помощи специальной лебедки.

Посадочная стойка ОКУ (рис. 253, *б*) состоит из основания *1*, являющегося гайкой рабочего винтового стержня *2*, поперечного винта *3*, верхняка *4* и клинового замка *5*.

Для установки стойки под кровлю и создания предварительного распора стержень вывинчивают при помощи ломика, вставляемого в отверстие *6*, и затем забивают клин затвора.

При разгрузке крепи клин выбивают, и винтовой стержень под давлением кровли и собственного веса опускается, ввинчиваясь в основание.

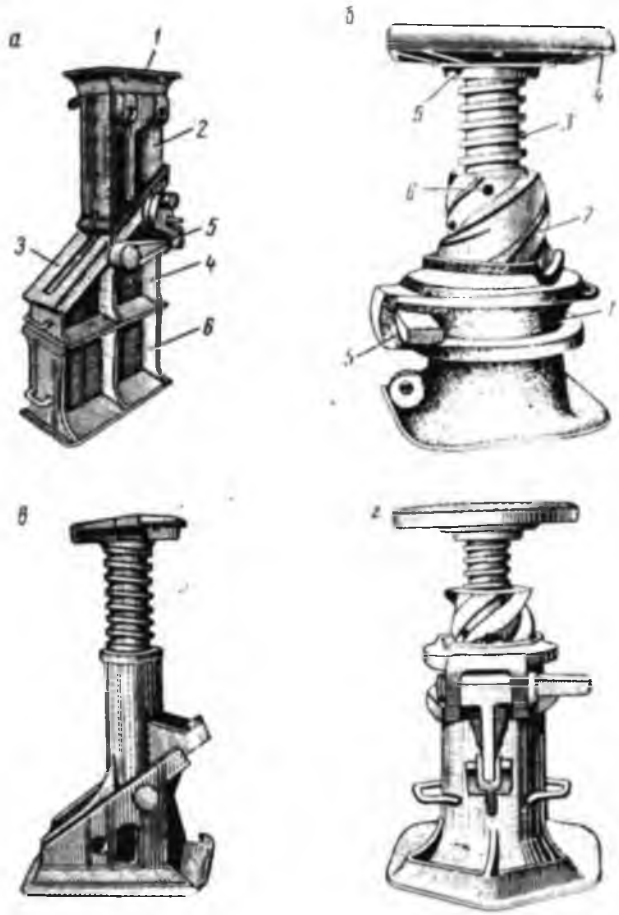


Рис. 253. Посадочная крепь:

а — передвижная органная стенка МОС-50у; *б* — посадочная стойка ОКУ; *в* — передвижная органная стенка МОК-1; *г* — посадочная стойка ОКД-250

Посадочная крепь МОС-50у, ОК-150 и ОКУ разгружается от давления пород вручную и передвигается при помощи средств малой механизации. Для механизации этих операций созданы посадочные крепи МОК (рис. 253, *в*) — по типу МОС-50у и ОКД-250 (рис. 253, *г*) — по типу ОКУ, разгружающаяся от гор-

ного давления дистанционно и передвигающаяся при помощи специального передвижчика.

Техническая характеристика посадочной крепи приведена в табл. 18.

Таблица 18

Техническая характеристика посадочной крепи

Тип крепи	Типоразмер	Показатели			
		Высота, *м*		Рабочая нагрузка, *т*	Вес, *кг*
		минимальная	максимальная		
МОС-50у	I	800	1100	250	332
	II	1000	1300	250	407
	III	1100	1400	250	423
	IV	1200	1500	250	450
	V	1300	1600	250	465
	VI	1400	1700	250	485
ОКУ	01-А	310	550	150	128
	01-Б	350	600	150	124
	01	400	700	150	133
	02	470	850	150	148
	03	570	1040	150	177
	04	700	1300	150	196
	05	865	1600	200	365
	06	1060	2000	200	431
ОКД-250	—	715	1500	250	340

Металлическая крепь описанной конструкции является поддерживающей, т. е. воспринимающей на себя полностью горное давление. В Советском Союзе созданы также различные типы оградительной крепи, выполняющей функции только ограждения призабойного пространства. Такую крепь обычно называют *щитовой.*[1] Существует также смешанный тип — *оградительно-поддерживающие крепи.*

Из последнего типа в Донбассе прошла испытания механизированная передвижная крепь МПК (рис. 254), предназначенная для работы в комплексе с комбайном и изгибающимся скребковым конвейером. Эта крепь в настоящее время модернизирована и на ее основе создана гидравлическая крепь М-77.

[1] О щитах будет сказано ниже.

Крепь МПК представляет собой отдельные телескопические стойки, к которым приварены мощные консольные верхняки. Стойки устанавливают вдоль линии очистного забоя вплотную одна к другой так, что кровля пласта в рабочем пространстве полностью перекрывается консольными верхняками, плотно прилегающими друг к другу.



Рис. 254. Механизированная передвижная крепь МПК-1

Консольный верхняк приварен к стойке так, что примерно пятая часть его длины обращена в сторону выработанного пространства, а остальная часть перекрывает призабойное пространство.

Нижний конец стойки опирается на башмак сферической формы, которая обеспечивает крепи некоторую податливость за счет вдавливания башмака в почву и облегчает передвижку крепи.

Передвижка крепи вслед за выемкой угля комбайном осуществляется при помощи гидравлических домкратов специального передвижчика.

Закладка выработанного пространства

Разработка месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства породой имеет ряд положительных сторон: над заложенным выработанным пространством

уменьшается интенсивность сдвижения вышележащих пород; уменьшается число обвалов пород в очистном пространстве; улучшаются условия проветривания за счет сокращения утечек воздуха; увеличивается сохранность наземных сооружений при подработке их подземными работами; снижается опасность возникновения пожаров от самовозгорания угля и пр.

Вместе с тем работы, связанные с закладкой выработанного пространства, весьма трудоемки. Поэтому к закладке прибегают в тех случаях, когда другие способы неприменимы или экономически невыгодны.

В основном полную закладку применяют при разработке мощных крутых пластов угля, склонных к самовозгоранию, и колчеданных руд.

Материалом для закладки служат песок или дробленые (до 50—100 *мм*) пустые породы, а также отходы обогатительных фабрик и металлургические шлаки.

Порода для закладки выработанного пространства при разработке тонких пластов, а иногда и пластов средней мощности может быть получена непосредственно в шахте при проведении и ремонте выработок, из прослойков, от подрывки так называемых бутовых штреков (т. е. штреков, проводимых в выработанном пространстве с целью получения породы для частичной закладки) и т. п.

В зависимости от способа возведения закладочного массива в выработанном пространстве обычно различают закладку: а) *ручную* — закладочный материал забрасывается в выработанное пространство вручную; б) *самотечную* — закладочный материал размещается в забое под действием собственного веса; в) *скреперную* — закладочный материал размещается в выработанном пространстве при помощи скрепера; г) *пневматическую* — закладочный материал забрасывается в выработанное пространство силой струи сжатого воздуха; д) *механическую* — закладочный материал забрасывается в выработанное пространство специальными метательными механизмами и е) *гидравлическую*, или *мокрую*, — закладочный материал поступает в выработанное пространство вместе с водой под напором, обеспечивающим движение воды вместе с закладочным материалом по трубам до места закладки.

Количество необходимого для закладки материала определяется объемом выработанного пространства. При определении потребного для закладки количества породы в целике необходимо учитывать увеличение ее объема в разрыхленном состоянии. Кроме того, обычно приходится закладывать пространство меньшее, чем занимал вынутый уголь, так как в выработанном пространстве остается часть крепежного леса, иногда часть не-

заложенных выработок, а в некоторых случаях, кроме того, к моменту закладки возможно некоторое оседание кровли или поддувание почвы.

Увеличение объема породы при разрыхлении учитывается коэффициентом разрыхления, который зависит от ее характера (табл. 19).

Таблица 19

Коэффициент разрыхления некоторых горных пород

Породы	Коэффициент разрыхления
Плывучий мелкий песок	1,05
Песок, гравий	1,10—1,20
Супесок, суглинок, мягкая глина	1,20—1,25
Мергель, растительная земля	1,25—1,30
Твердая плотная глина, твердый мергель	1,25—1,35
Скальные породы	1,30—1,50

Так как порода не заполняет выработанное пространство так же плотно, как ранее заполняло его вынутое ископаемое, то под действием собственного веса и вышележащих пород закладочный массив сжимается и кровля несколько опускается, вследствие чего происходит усадка закладочного массива.

Величина этой усадки зависит от характера материалов, применяемых для закладки, мощности залежи, угла падения и вида закладки.

Усадка закладочного массива при ручной закладке достигает 70% мощности пласта и выше. Поэтому вследствие большой трудоемкости работ, высокой стоимости и невозможности обеспечить быстрое подвигание очистного забоя от ручной закладки отказались.

Самотечную закладку применяют при разработке как тонких, так и мощных крутых залежей.

При самотечной закладке стремятся к тому, чтобы линия закладочного массива со стороны забоя была расположена параллельно ему и отставала от него постоянно на определенное расстояние.

При скреперной закладке породу доставляют с вентиляционного штрека и распределяется она в выработанном пространстве скрепером ящичного типа емкостью 0,6—1 $м^3$.

Для механической закладки по принципу метания в СССР выпущены ленточные метательные машины МЗ-1 и МЗ-3.

Для пневматической закладки существуют закладочные машины различных типов. Одни из них устанавливают непосредственно в очистном пространстве, другие на некотором расстоянии от него. В последнем случае доставка закладочного материала от закладочной машины в выработанное пространство производится сжатым воздухом по трубам. Как те, так и другие пневматические закладочные машины требуют доставки закладочного материала с поверхности до места установки самой машины (спуск по стволу шахты, транспортировка по вентиляционному штреку и т. д.).

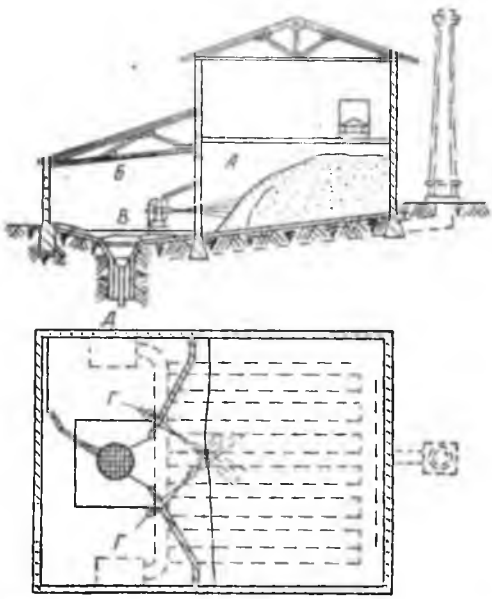


Рис. 255. Смесительное устройство при гидравлической закладке:

А — склад закладочного материала; *Б* — помещение для смесительного устройства; *В* — воронка; *Г* — мониторы; *Д* — закладочный трубопровод

При гидравлической закладке на поверхности у устья ствола или у специально проведенной скважины соответствующего диаметра устраивают склад закладочного материала и смесительное устройство, где происходит смешивание с водой породы, идущей для закладки (рис. 255).

Вдоль такого склада идет эстакада, по которой доставляется порода для закладки. К складу примыкает помещение, в котором находится воронка, перекрытая решеткой. Эта решетка служит для задерживания посторонних предметов и кусков породы, размеры которых больше, чем это допустимо для свободного движения материала по трубам. В том же помещении установлены мониторы, размывающие струей воды под напором в несколько атмосфер закладочный материал, находящийся на складе. Размытая порода стекает по полу, имеющему склон в сторону воронки, и через последнюю попадает в закладочный трубопровод.

По этому трубопроводу под действием гидростатического напора, создающегося вследствие разности уровней смесительного

устройства и очистных выработок, закладочный материал в смеси с водой доставляется в выработанное пространство.

Для удержания закладочного материала на месте возведения при гидравлической закладке выработанное пространство отгораживают от штрека перемычкой, через которую пропускают трубы. Вода стекает через эту перемычку в штрек и по канавке отводится к водосборнику, а порода удерживается за перемычкой и постепенно заполняет выработанное пространство.

Для наблюдения за движением закладочного материала, для укорачивания труб и пр. в перемычке оставляют проход, заделываемый по мере возведения закладочного массива.

Плотность закладочного массива и степень его последующей усадки зависят от состава закладочной шихты и метода производства работ.

Наименьшие требования к закладочному материалу в отношении состава и крупности кусков предъявляются при самотечной и механической закладке. В основном они определяются удобством транспортировки и производства разгрузочных операций.

Наиболее высокие требования к закладочному материалу предъявляются при пневматической и гидравлической закладке.

При пневматической закладке наилучшие результаты получаются при закладке дробленым материалом с небольшим количеством мелких фракций и содержанием глины не более 10%.

Для гидравлической закладки наиболее пригодны песок, содержащий не более 10—15% глины, и доменные шлаки.

При гидравлической закладке закладочный материал должен обладать достаточной пористостью, обеспечивающей быструю и по возможности полную отдачу воды.[1]

§ 96. ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Характер проявления горного давления в очистных выработках зависит от физико-механических свойств пород, характера строения кровли и почвы и принятых методов ведения очистных работ.

Если для поддержания кровли не оставляются специальные целики и выработанное пространство не заполняется пустой породой, рано или поздно начинается разрушение и обрушение пород кровли.

---

[1] Более подробно о закладке выработанного пространства см. в книге В. И. Геронтьева. Методы закладки выработанного пространства. Углетехиздат, 1948.

Обрушающаяся порода вследствие разрыхления увеличивается в объеме и постепенно заполняет выработанное пространство, подбучивая вышележащие породы (рис. 256). Поэтому собственно обрушение пород распространяется лишь на известную высоту, определяющую *зону обрушения*. Выше этой зоны породы *плавно прогибаются* вследствие постепенного уплотнения обрушившейся породы под весом вышележащей толщи. Таким обра-

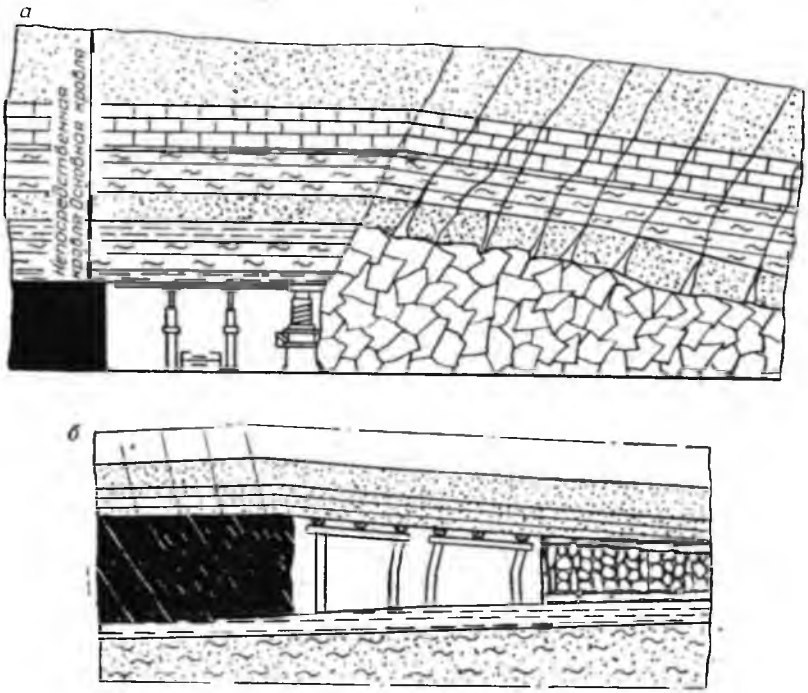


Рис. 256. Характер обрушения пород кровли:
а — при работе с полным обрушением; *б* — при частичной закладке

зом, при известной глубине залегания над зоной обрушения образуется *зона оседания*.

Как показывают многочисленные инструментальные наблюдения, практически не существует глубины разработки, при которой влияние очистных работ не проявлялось бы на земной поверхности в виде ее оседания (сдвижения), хотя бы в незначительных пределах.

При тщательном и полном заполнении выработанного пространства пустой породой, которая воспринимает давление

вышележащих пород, обрушения последних не происходит, но в результате усадки закладочного материала возникает сдвижение покрывающих пород в виде их оседания.

Как говорилось выше, до настоящего времени еще не создана теория, полностью охватывающая и удовлетворительно объясняющая все многообразие явлений, связанных с проявлением горного давления, для объяснения которых существуют три гипотезы: *гипотеза свода, гипотеза консольной плиты и гипотеза волны давления.*

Согласно гипотезе свода, на очистную выработку давит объем разбитых трещинами пород, ограниченный некоторым сводом. Этой гипотезой не учитывается связь между разрушенными над очистной выработкой породами, стремящимися обрушиться, и неподработанными породами, прочно покоящимися на массиве полезного ископаемого. Вместе с тем только наличием этой связи можно объяснить достаточность сравнительно легкой призабойной крепи для поддержания пород в рабочем пространстве очистной выработки. Поэтому для определения величины горного давления в очистных выработках она не применима даже с известным приближением.

Гипотеза консольной плиты базируется на наличии связи между подработанными и неподработанными породами. По мере удаления от забоя в сторону выработанного пространства эта связь оказывает все меньшее и меньшее влияние и породы стремятся опуститься. Оседание пород, с одной стороны, вызывает усиление давления на призабойную крепь, а с другой — увлекает за собой породы, залегающие непосредственно над рабочим пространством, что приводит к усилению давления как на кровлю рабочего пространства, так и на самый забой. Для устранения этого давления длину консольной плиты провисающих пород со стороны выработанного пространства периодически необходимо сокращать путем искусственного обрушения.

Гипотеза волны давления в наиболее характерном случае предполагает опускание пород без разрыва сплошности. Примером может служить опускание кровли при работах с закладкой, которое происходит в результате постепенного уплотнения закладочного материала.

Схематический характер статического напряженного состояния массива породы в этом случае представлен на рис. 257, согласно которому в направлении от забоя в глубь массива полезного ископаемого имеются три зоны: *А* — зона пониженных напряжений, *Б* — зона повышенных напряжений и *В* — зона нормального состояния пород.

По мере подвигания очистного забоя эти зоны перемещаются и наблюдается как бы волна давления.

Встречающееся иногда противопоставление приведенных гипотез горного давления неправильно, так как каждая из них при соответствующих условиях может оказаться справедливой. Например, при рассечке новых лав, пока не произойдет первого обрушения основной кровли, над очистной выработкой может образовываться свод; в дальнейшем при подвигании забоя в зависимости от методов ведения работ может образоваться консольная плита и волна давления.

Давление горных пород при правильном управлении им может быть использовано для облегчения выемки полезного ископаемого: отжим угля, добыча руды при блоковом обрушении (см. ниже) и др.

Совокупность мероприятий по устранению вредного влияния горного давления и использованию последнего для облегчения



Рис. 257. Схема зон опорного давления

добычи полезного ископаемого и называется *управлением горным давлением* или, как обычно говорят, управлением кровлей.

Управление кровлей должно обеспечивать:

1) безопасность и бесперебойность работы — предотвращение полных или частичных завалов в пределах рабочего пространства очистных выработок;

2) возможность максимально полной выемки полезного ископаемого;

3) возможность работать забоями такой длины, какая необходима для производительной работы людей и полного использования механизмов;

4) возможность применения частичной самонавалки или механизированной погрузки угля на конвейер;

5) наименьший расход крепежных материалов;

6) хорошее состояние подготовительных выработок;

7) наименьшую себестоимость и трудоемкость работ как по управлению кровлей, так и по другим связанным с ним процессам; в частности, следует выбирать такие методы управления кровлей, при которых давление боковых пород может быть использовано для облегчения выемки (отжим).

Основным из свойств пород кровли, которые учитываются при выборе способа управления кровлей и, следовательно, способа крепления очистного пространства, является способность пород

к обрушению, в зависимости от чего различают *непосредственную* и *основную кровлю.*

Непосредственной кровлей называют толщу пород, залегающую непосредственно над угольным пластом (она может состоять из нескольких отдельных пластов или пачек), давление которых в основном воспринимается целиком угля и крепью.

Непосредственная кровля не может держаться в пределах выработанного пространства в течение более или менее продолжительного времени без крепи, а после удаления последней легко обрушается.

Мощность непосредственной кровли зависит от строения пород кровли, их физико-механических свойств, от размеров поддерживаемого пространства, скорости подвигания забоя и является величиной переменной, которую до некоторой степени можно регулировать путем применения того или другого вида крепи.

При неглубоком залегании пласта и рыхлых покрывающих породах непосредственная кровля может простираться до земной поверхности, т. е. крепь очистного пространства воспринимает давление всей толщи покрывающих пород; иногда непосредственная кровля может иметь незначительную мощность или даже отсутствовать вовсе. В таких случаях непосредственно над пластом залегает основная кровля.

Основной кровлей называют вышележащие слои пород (если над пластом угля залегает непосредственная кровля), давление которых воспринимается целиком угля и закладочным массивом или обрушенной породой. Основная кровля может быть обнажена на большой площади и обрушается она через значительный промежуток времени.

Бывает еще *ложная кровля.* Под ложной кровлей понимают легко обрушающиеся слабые породы кровли незначительной мощности (до 0,3—0,4 *м*), залегающие непосредственно над пластом угля. Она обладает способностью легко обрушаться вместе с углем при выемке последнего, и ее удержание в пределах рабочего пространства связано с известными затруднениями.

В соответствии с делением кровли на непосредственную и основную в очистном пространстве необходимо различать два вида горного давления:

1) *первичное,* связанное с давлением непосредственной кровли, с которым обычно приходится встречаться в пределах рабочего пространства очистных забоев;

2) *вторичное,* связанное с давлением основной кровли; в про-

явлении его принимают участие значительные толщи пород кро вли вплоть до земной поверхности.

С первичным давлением связана так называемая первичная осадка пород; с явлением вторичного давления — вторичная осадка пород.

Степень склонности пород к обрушению зависит от ряда фак торов:

1) от петрографического состава: песчаники и известняки менее способны к обрушению, они относятся к трудно обрушаю щимся породам; сланцы — к легко обрушающимся;

2) от строения: слоистость, кливаж и трещиноватость пород кровли способствуют усилению ее обрушаемости.

При наличии трещин и кливажа в породах кровли, имеющих направление, параллельное линии забоя, нередко бывает вы годно ставить забой под углом 15—20° к направлению кливажа пород;

3) от механических свойств: сопротивления сжатию, растяже нию, изгибу, сдвигу и более сложной комбинации деформаций Петрографические и механические свойства пород определяют характер обрушения кровли и его периодичность (шаг обруше ния);

4) от влажности: при длительном действии влаги породы становятся менее упругими и, следовательно, обладают большей способностью к обрушению;

5) от времени: особое значение фактор времени имеет при работах с обрушением, так как скорость подвигания забоя и раз мер нависающей консоли непосредственной кровли находятся в прямой зависимости. Кроме того, прочность пород, находя щихся под нагрузкой, с течением времени уменьшается.

При выборе способа управления кровлей необходимо также учитывать несущую способность пород и их склонность к пуче нию. При значительном пучении почвы стойки крепи вдавли ваются глубоко в нее, что приводит к уменьшению жесткости крепи и, следовательно, к усложнению обрушения там, где оно необходимо.

С точки зрения управления кровлей б. Всесоюзный научно исследовательский угольный институт (ВУГИ) делил породы кровли на четыре класса.

I класс. В непосредственной кровле залегает легко обрушаю щаяся порода. Мощность этой породы, представленной одним или несколькими пластами или пачками, должна быть не менее 6—8-кратной мощности разрабатываемого угольного пласта.

II класс. В непосредственной кровле залегает толща легко обрушающихся пород, мощность которых меньше 6—8-кратной

мощности разрабатываемого угольного пласта; в основной кровле — трудно обрушающаяся порода, во всяком случае такая, которая обрушается лишь спустя некоторое время после подвигания очистного забоя и обнажения значительной площади кровли.

III класс. В непосредственной кровле залегает более или менее мощный пласт трудно обрушающейся породы либо непосредственная кровля отсутствует и над пластом залегает основная кровля, которая может быть обнажена на значительной площади.

IV класс. В непосредственной кровле залегают породы, обладающие способностью плавно опускаться без значительных разрывов и трещин (при незначительной мощности пласта — до 0,8—1 *м*). Породы почвы при этом обладают способностью к вспучиванию.

Породы почвы с точки зрения управления кровлей делятся на слабые и устойчивые в зависимости от степени вдавливания стоек.

При надлежащем способе крепления очистного пространства и тщательном и систематическом осмотре кровли пласта обрушений в рабочем пространстве не происходит.

Вообще же возможно обрушение ложной кровли или, как говорят, «коржа», происходящее вдоль забоя на небольшом участке длиной в несколько метров и шириной 0,5—2 *м*, и выпадение отдельных кусков породы («куполов») больших или меньших размеров.

Породы кровли бывают разбиты трещинами. Трещины, имеющие постоянное направление, обычно легко заметить в подрывке штрека, они носят название кливажных. Кроме того, в результате подвижки пород после выемки пласта кровля разбивается трещинами более значительных размеров, обычно идущими параллельно забою (рис. 258, *а*). По этим трещинам всегда можно ожидать большего или меньшего обрушения пород. При пересечении кливажных трещин с трещинами, происходящими от подвижки пород, образуются отдельные глыбы (рис. 258, *б*), так называемые купола, которые легко могут вываливаться. Иногда, особенно в местах геологических нарушений, встречаются трещины древнего происхождения с отполированными поверхностями. В таких местах кровля может обрушаться совершенно неожиданно, так как отдельные части пород не связаны с остальной массой.

Большую опасность с точки зрения обрушения представляет так называемый мыльник — глинистый сланец, куски которого разделены блестящими скользкими поверхностями и слабо связаны между собой.

Обрушение кровли редко происходит без предупреждения. Обычно перед обрушением крепь вследствие постепенно увеличивающегося давления трещит и ломается, предупреждая тем самым о приближающейся опасности. С другой стороны, ломающиеся породы кровли сами издают треск, иногда подобный выстрелам. Наконец, за несколько секунд до обрушения от кровли начинают отскакивать мелкие кусочки породы.

Чтобы избежать обрушения кровли в рабочем пространстве, необходимо: применять систему разработки, соответствующую

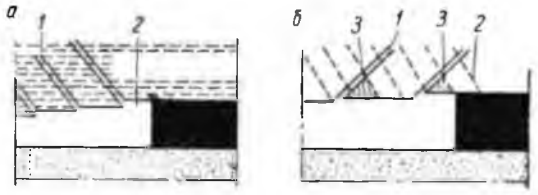


Рис 258. Трещины в кровле пласта:
а — при отсутствии естественных трещин в кровле *1* — открытые трещины; *2* — опасные по обрушению места; *б* — при наличии в породах кровли кливажных трещин: *1* — трещины; *2* — кливаж; *3* — опасные части кровли

данным геологическим условиям; применять в очистном пространстве соответствующую и своевременно возводимую крепь; неуклонно осуществлять правильно выбранный способ управления кровлей; систематически и тщательно наблюдать за состоянием кровли и крепи.

Состояние кровли обычно проверяют одним из следующих способов:

1) внимательным осмотром кровли и трещин в ней; если трещина расходится, то это указывает на происходящее передвижение некоторой части пород относительно общего массива и на необходимость принятия соответствующих мер предосторожности;

2) звуковым методом, чаще всего применяемым у нас и заключающимся в том, что время от времени тем или иным инструментом простукивают кровлю. Если при этом получается ясный, звонкий звук, значит порода не нарушена. Если же получается глухой звук, как говорят, порода «бунит», то это указывает на то, что порода начинает отслаиваться и ее необходимо либо подкрепить, либо осторожно обрушить. Этот способ дает хорошие результаты лишь при отслаивании незначительной толщи пород;

3) вибрационным способом, заключающимся в том, что рабочий в правую руку берет какой-либо инструмент — топор, под-

дир и т. п., а левую концами раздвинутых пальцев прикладывает к кровле. При ударе инструментом по кровле в случае отхода части породы от общего массива пальцы ощутят дрожание (вибрацию).

§ 97. СПОСОБЫ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

В настоящее время при разработке тонких и средней мощности пологих пластов применяют следующие способы управления кровлей:

1) *полное обрушение,* применяющееся при наличии в непосредственной кровле пород I класса по ВУГИ;

2) *частичное обрушение*, применяющееся при наличии в непосредственной кровле пород II класса по ВУГИ;

3) *частичная закладка,* применяющаяся при наличии в кровле пород III класса по ВУГИ;

4) *плавное опускание,* применяющееся на пластах мощностью 0,8—1 *м* при наличии в кровле пород IV класса по ВУГИ;

5) *полная закладка,* применяющаяся в тех случаях, когда ни один из перечисленных способов не дает хороших результатов: при очень слабой кровле, при очень крепкой, но весьма трещиноватой кровле, при разработке самовозгорающихся пластов, при разработке сближенных пластов и пр.

Благодаря созданию мощных посадочных крепей основным способом управления кровлей в рассматриваемых условиях является полное обрушение.

Полное обрушение. При разработке пластов с полным обрушением пород, как указывалось выше, кровля поддерживается призабойной крепью на сравнительно узком рабочем пространстве, за которым порода обрушается (см. рис. 256, *а*). Шаг обрушения зависит от ряда условий и обычно равен одному-двум врубам, что при длине бара врубовой машины 2 *м* составляет от 1,8 до 3,8 *м*. По мере обрушения непосредственной кровли порода заполняет выработанное пространство и поддерживает основную кровлю.

Организация работы по обрушению кровли зависит от типа призабойной и специальной крепи. При применении в качестве специальной крепи органки и длине лав до 150 *м* обрушение кровли, или, как говорят, посадку лавы, производят обычно сразу по всей ее длине. При длине же забоя больше 150 *м* посадку иногда ведут двумя независимыми частями (уступами). Опережение обрушения в одном из таких уступов обычно принимают равным половине шага обрушения. В некоторых случаях такие участки отделяются один от другого бутовыми полосами.

Для поддержания штреков вдоль них оставляют целики или выкладывают породные полосы шириной 8—12 *м*.

Органная крепь должна пробиваться строго по прямой линии.

При крепких породах кровли и сильном давлении органную крепь можно применять в сочетании с кустами или металлическими кострами.

Успешность работы по управлению кровлей обрушением зависит от своевременной и по возможности полной выбойки крепи за органным рядом.

Для обеспечения безопасности работы во время выбойки крепи необходимо:

1) соблюдать определенный порядок ее выбойки;
2) тщательно следить за состоянием кровли и крепи;
3) в максимальной степени применять механические приспособления для выбойки стоек.

Порядок выбойки крепи должен быть таким, чтобы рабочие всегда находились под защитой невыбитой еще крепи. Направление же выбойки выбирают в зависимости от угла падения пласта (при углах падения больше 18—20° выбойку производят снизу вверх), направления и характера кливажных трещин (при направлении кливажных трещин на забой выбойку стоек производят снизу вверх, при их направлении от забоя — сверху вниз), характера обрушения пород и удобства работ.

Для выхода людей из пространства, предназначенного к обрушению, в органке через каждые 5 *м* должны устраиваться окна шириной 0,8 *м*.

При выбивании крепи необходимо оставлять контрольные деревянные стойки, треск которых при поломке от нажатия кровлей мог бы служить сигналом о возможной опасности.

Для выбойки отдельных деревянных стоек призабойной и органной крепи применяют различные системы стойковыдергивателей или специальные тихоходные лебедки, при помощи которых стойки выдергиваются канатом, захватывающим их во всей лаве или в части ее, назначенной к посадке. Такие лебедки называют посадочными и устанавливают их на верхнем штреке.

После выбойки крепи начинается обрушение кровли. Иногда же, при большой ее устойчивости, этого не происходит. В таких случаях производят искусственное обрушение кровли при помощи взрывных работ.

Применение металлической призабойной крепи, органных стенок, посадочных стоек, механических передвижных комплектных крепей и пр. значительно облегчает и упрощает управление кровлей полным обрушением. При металлических шарнирных верхняках отдельные стойки вынимают со стороны обрушенного пространства и звенья верхняков переносят к забою. По мере

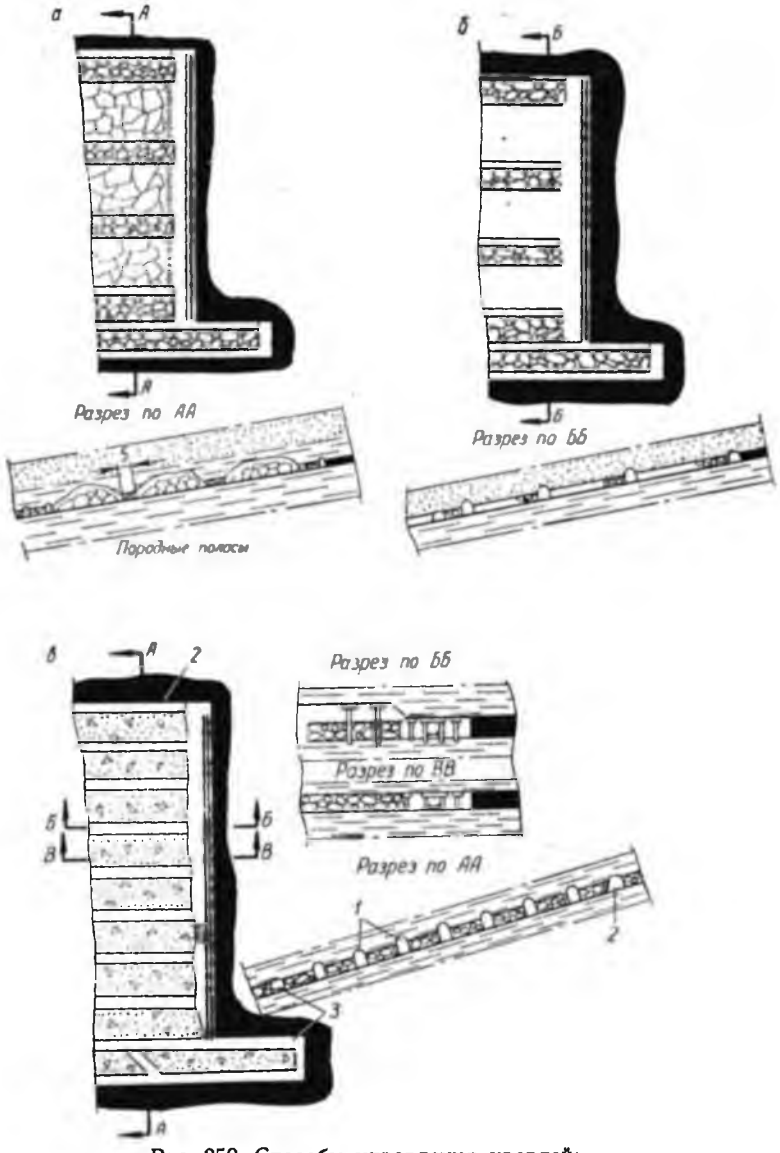


Рис. 259. Способы управления кровлей:

а — частичным обрушением; *б* — при помощи частичной закладки; *в* — при помощи сплошной закладки породой между бутовыми штреками: *1* — бутовые штреки; *2* — вентиляционный штрек; *3* — откаточный штрек

перестановки верхняков и стоек передвигается и посадочная крепь: МОС-50у и ОКУ при помощи средств малой механизации, а МОК и ОКД-250 — при помощи специальных передвижчиков.

Частичное обрушение производят между породными полосами (ребрами), выкладываемыми по простиранию на определенном расстоянии одна от другой из кусков породы, получаемой от подрывки специально проводимых бутовых штреков (рис. 259, *а*). Ширину породных полос принимают равной от 4 до 6 *м*, а расстояние между ними от 8 до 20 *м*.

В качестве специальной крепи при частичном обрушении применяют те же средства, что и при полном обрушении. Шаг обрушения тот же, что и при полном обрушении.

При частичном обрушении непосредственная кровля обрушается лишь между бутовыми полосами. Основная же кровля не обрушается вовсе, будучи подперта породными ребрами и не обрушающейся в этих местах непосредственной кровлей (см. рис. 259, *а*).

Для поддержания откаточных и вентиляционных штреков около них выкладывают породные полосы шириной 8—12 *м* из породы, получаемой от подрывки соответствующего штрека либо специального бутового штрека над ним. В отдельных случаях над нижним откаточным штреком могут оставляться целики угля.

Ширина бутовых штреков бывает от 2 до 4 *м* при мощности подрываемой породы от 0,5 до 1,5 *м*. Бутовые штреки у забоя в целях безопасности обязательно должны быть закреплены. В качестве крепи у самого забоя устанавливают одну-две стойки, подбиваемые под распил, а затем ставят две-три рамы, которые обычно переносят по мере подвигания забоя.

Частичная закладка (рис. 259, *б*) имеет целью поддержание пород непосредственной и основной кровли между породными столбами, выкладываемыми из кусков породы от подрывки бутовых штреков, как и при работе с частичным обрушением. Основные размеры отдельных элементов (размеры бутовых штреков, расстояние между ними и пр.) в данном случае колеблются в тех же пределах, что и при управлении кровлей частичным обрушением.

Основным отличием частичной закладки от частичного обрушения является то, что при последнем способе расстояние между бутовыми полосами выбирается таким, чтобы не происходило обрушения не только основной, но и непосредственной кровли.

При *плавном опускании* кровли специальной крепью служат один или несколько рядов костров, прокладываемых вдоль забоя на расстоянии 2—5 *м* один от другого по падению пласта. Переноску костров производят после каждого вруба.

Для поддержания штреков вдоль них выкладывают породные полосы шириной 8—12 *м* или укладывают костры, заполненные породой.

Полная закладка (рис. 259, *в*) выработанного пространства может осуществляться путем заполнения последнего породой от подрывки бутовых штреков и породой, доставляемой извне. Последний способ полной закладки при разработке пологих пластов тонких и средней мощности в СССР не применяют.

При использовании породы от подрывки бутовых штреков закладывают лишь пространство между ними, сами же бутовые штреки остаются не заложенными. Поэтому этот способ правильнее называть не полной закладкой, а сплошной закладкой между бутовыми штреками. Процесс закладки выработанного пространства породой может быть механизирован при помощи скреперов или метательных закладочных машин. Число бутовых штреков и расстояние между ними определяют в зависимости от мощности пласта и подрываемой породы с таким расчетом, чтобы все выработанное пространство между бутовыми штреками оказалось заполненным породой от подрывки. Для предохранения рабочего пространства от обрушения необходимо, чтобы породные бутовые полосы отставали от забоя не более чем на 4—5 *м*.

Наименее трудоемким является способ управления кровлей полным обрушением; поэтому его надлежит применять всюду, где это только возможно.

§ 98. КРЕПЛЕНИЕ ПРИЗАБОЙНОГО ПРОСТРАНСТВА И УПРАВЛЕНИЕ КРОВЛЕЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ ПЛАСТОВ

Крепление очистного пространства при разработке крутых пластов имеет большое значение, так как в этом случае может обрушаться не только кровля пласта, но и почва. Кроме того, крепь на крутых пластах служит для передвижения людей и устройства полков из затяжек или обаполов, на которых работают забойщики и крепильщики. Особенно тщательно необходимо следить за креплением ложной почвы, так как легко может произойти ее сползание, что в свою очередь может вызвать завал всего участка.

Более подробно о креплении очистного пространства при крутом падении пластов см. в § 116.

Управление кровлей при разработке крутых пластов может производиться путем *плавного опускания, полного обрушения, частичной закладки* и *полной закладки* выработанного пространства пустой породой.

Плавное опускание применяют при мощности пластов меньше 1 *м* и при наличии в почве вспучивающихся пород, а в кровле — пород, дающих значительный прогиб без заметных нарушений.

В качестве специальной крепи служит один ряд костров из сосновых стоек, выкладываемых на расстоянии 2—3 *м* один от другого, причем расстояние между ними и забоем не должно превышать 2,7—3,6 *м*. Призабойную крепь обычно не выбивают, костры же по мере возможности переносят.

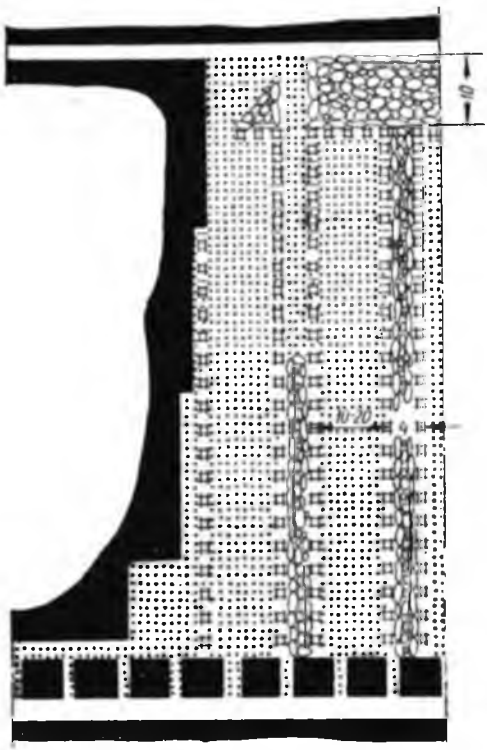


Рис. 260. Управление кровлей при крутом падении пласта частичной закладкой с выкладкой бутовых полос по падению

Полное обрушение применяют на пластах мощностью более 1 *м* при легко обрушающихся породах, мощность которых может обеспечить самоподбучивание основной кровли.

В качестве специальной крепи используют органную крепь, пробиваемую на границе обрушения. Призабойную крепь выдергивают при помощи лебедки, устанавливаемой на верхнем штреке.

Частичная закладка заключается в том, что породой от проведения вентиляционного штрека подбучивают верхнюю часть очистного пространства непосредственно до штрека или до целика, оставляемого под штреком. Остальная же часть очистного пространства поддерживается на кострах, и кровля в нем обрушается вне рабочего пространства по мере подвигания очистного забоя. В таких случаях закладка верхней части очистного пространства шириной 30—40 *м* удерживается на специальном полке из толстых обаполов, ниже которого выкладывают по простиранию ряд костров.

При наличии достаточного количества породы от восстановления верхнего штрека хорошие результаты могут быть полу-

чены при выкладке бутовых полос по падению с поддержанием кровли между забоем и породной полосой при помощи костров (рис. 260).

Полная закладка рекомендуется при активно самовозгорающихся углях, а также при ложной или слабой сползающей кровле или почве.

Порода, идущая для закладки выработанного пространства, не должна содержать горючего материала и больших глыб, которые при спуске в выработанное пространство могут выбивать крепь. Порода для закладки получается от проведения и ремонта вентиляционного штрека и из прослойков в пласте при их наличии. В случае недостаточности указанных источников порода для закладки может быть получена от подрывки бутовых штреков или может доставляться с других участков.

§ 99. ОТЖИМ УГЛЯ

Правильно используя горное давление при соответствующем способе управления кровлей, можно облегчить механизированную зарубку и отбойку угля. При особо благоприятных условиях благодаря отжиму угля возможна отбойка его без применения взрывных работ и производства предварительной зарубки.

Явление отжима угля изучено еще недостаточно. При выемке пласта равновесие пород нарушается, и они стремятся прийти в движение и заполнить выработанное пространство. Так как забой является единственной поверхностью пласта, в которой уголь не испытывает противодавления, то под давлением окружающих пород возможно выжимание пласта в сторону очистного пространства, сопровождающееся нарушением сплошности угля, и появлением мелких трещин. Такое перемещение разрушенного под влиянием давления горных пород пласта в направлении выработанного пространства носит название *отжима угля.*[1]

Основными геологическими факторами, которые могут влиять на отжим угля, являются: глубина залегания, строение месторождения, характер боковых пород, строение пласта, кливаж, мощность пласта и угол падения.

С возрастанием глубины разработки возможность отжима угля возрастает. Существует для отжима и минимальная глубина разработки. По наблюдениям для Донбасса такой минимальной глубиной следует считать 70 *м*.

---

[1] В. И. Кравченко. Отжим угля при разработке пологопадающих пластов Донбасса. Углетехиздат, 1951.

Практическое использование отжима угля возможно лишь при спокойном залегании, так как сбросы, трещины, пережимы и пр. нарушают равномерность его проявления.

Наиболее благоприятно отжим проявляется при боковых породах, более крепких по сравнению с углем и упругих, допускающих значительный прогиб без нарушения сплошности. Боковые породы — более слабые, чем уголь, могут разрушаться раньше угля, вследствие чего отжима происходить не будет. Вспучивающиеся породы, залегающие в почве, будучи выдавлены в выработанное пространство, зажимают уголь и препятствуют отжиму.

Отжим возможен при углях различной крепости, но лучшие результаты получаются при углях крепких и однородного сложения. Большое значение для отжима имеет кливаж, так как по кливажным трещинам легче всего происходит раздавливание угля.

Производственно-техническими условиями, влияющими на отжим, являются длина и форма забоя, скорость подвигания забоя и способ управления кровлей.

По данным практических наблюдений, лучшие результаты отжима получаются при длинных прямолинейных забоях.

Для каждого конкретного случая существует рациональная скорость подвигания забоя, в максимальной степени благоприятствующая отжиму.

§ 100. ЗАВАЛЫ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА И ИХ ЛИКВИДАЦИЯ

Вопросам крепления очистного пространства и управления кровлей необходимо уделять большое внимание.

Вследствие несоблюдения правил крепления и недостаточного надзора за состоянием кровли и крепи, а также при неправильно выработанном или неправильно проводимом способе управления кровлей возможны завалы рабочего пространства очистных выработок.

В случае завала очистного пространства необходимо восстановить лаву в возможно короткий срок, выбирая при этом способ ведения работ, гарантирующий максимальную безопасность.

Если при завале кровля опустилась на более или менее значительную величину, зажав и частично завалив очистное пространство, то прежде всего необходимо принять меры к предотвращению дальнейшего распространения завала по лаве. Для этого рабочее пространство в районе завала раскрепляют в рамку, а в случае надобности прокладывают костры.

Восстановление лавы в заваленной части начинают с постепенной разборки обрушившейся породы, затем тщательно крепят кровлю и удаляют оставшееся под завалом оборудование. Одновременно с этими работами вдоль края обрушения производят выемку угля по восстанию на ширину одной крепи, как говорят, ведут *присечку* (рис. 261, *б*). Присечку крепят в рамку. После того, как завал указанным путем обойден, работы в лаве могут быть возобновлены.

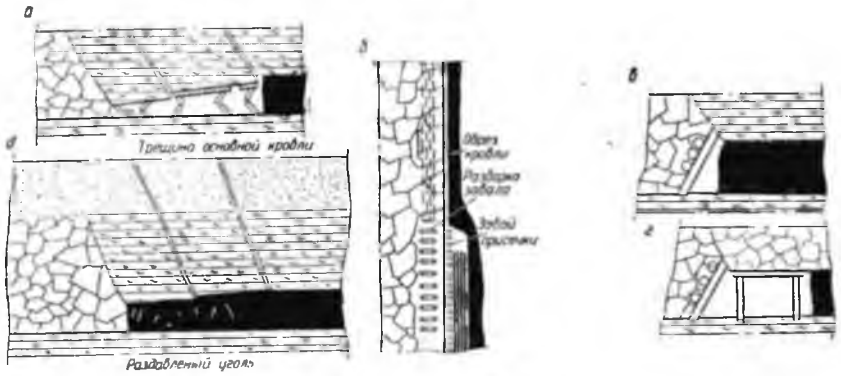


Рис. 261. Завалы лавы и их ликвидация:

а — частичный завал очистного пространства; *б* — проведение присечки; *в* — защита забоя откосной крепью; *г* — крепь присечки „в рамку"; *д* — нарушение кровли и пласта впереди забоя

При более крупных завалах забой со стороны завала подкрепляют откосными стойками и затяжками (рис. 261, *в*). Присечку ведут под защитой этой крепи и крепят в рамку (рис. 261, *г*).

В некоторых случаях при завалах кровля может быть нарушена не только в очистном пространстве, но и впереди забоя, причем уголь в этом случае оказывается раздавленным (рис. 261, *д*). В таких условиях вести присечку не следует, так как совершенно неожиданно в ней может произойти новый завал. В подобных случаях на некотором расстоянии от забоя проводят новую рассечную печь, которую в целях проветривания через 5—6 *м* сбивают с заваленной частью забоя просеками. При ликвидации завала в лаве работу необходимо вести круглые сутки и принимать такую организацию работ, которая обеспечивала бы наибольшую скорость подвигания забоя присечки или рассечной печи.

При разработке крутых пластов уход угольных уступов и сползание почвы в очистном пространстве могут повлечь завал нижнего и верхнего штреков.

При крупных завалах из первого же заваленного уступа проводят новую рассечную печь, сбивая ее для вентиляции просеками с выработанным пространством.

Если верхний штрек завален, а над ним имеется целик угля, то по этому целику может быть проведен обходный просек. Этот просек необходимо тщательно крепить, так как под ним может оказаться полость, образовавшаяся в результате обрушения пород.

§ 101. ВЛИЯНИЕ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ НА ЗЕМНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ

В зависимости от условий залегания полезного ископаемого (формы залежи, ее мощности, угла падения, глубины залегания) и способов ведения очистных работ, в частности управления кровлей, под влиянием подземных разработок происходит большее или меньшее сдвижение земной поверхности и образование так называемой *мульды сдвижения* (рис. 262). Попадающие в пределы мульды сдвижения сооружения подвергаются опасности быть деформированными. Контур мульды сдвижения опреде-

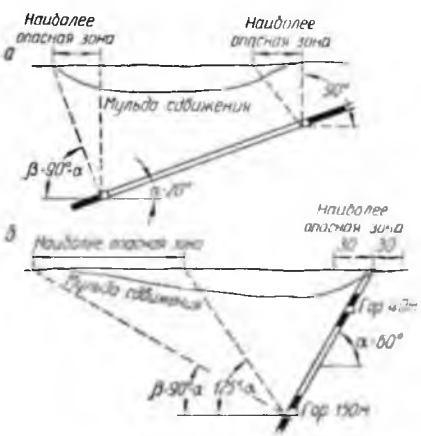


Рис. 262. Мульда сдвижения:
а — при пологом падении; *б* — при крутом падении

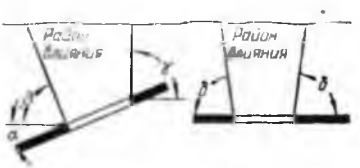


Рис. 263. Район влияния подземных разработок на земную поверхность

ляется линиями пересечения земной поверхности с плоскостями сдвижения, проходящими через границы выработанного участка под некоторыми углами β, γ и δ (рис. 263).

Угол β определяет наклон поверхности сдвижения, расположенной у нижней границы очистных работ со стороны падения пласта. Соответственно угол γ определяет наклон поверхности сдвижения, расположенной у верхней границы очистных работ со стороны восстания, а угол δ — наклон поверхностей, ограничивающих район сдвижений по простиранию.

В районе действующих разработок границы мульды сдвижения не остаются неизменными, а перемещаются в направлении

подвигания очистных забоев. Поэтому развитие сдвижения земной поверхности необходимо рассматривать во времени. Длительность наиболее активной части процесса сдвижения зависит от горногеологических условий. Общая продолжительность процесса сдвижения земной поверхности, опасного для сооружений, в зависимости от глубины разработки составляет от нескольких месяцев до 5 лет и более.

Значения углов β, γ и δ (табл. 20) зависят от петрографического состава и физико-механических свойств покрывающих пород, а угла β, кроме того, от угла падения пластов и определяются для каждого бассейна или месторождения путем инструментальных наблюдений за сдвижением поверхности.

В наносах углы сдвижения принимаются равными

$$\beta = \gamma = \delta = 60°.$$

Внутри мульды сдвижения с точки зрения сохранности сооружений на подработанных площадях различают *зоны благоприятные* и *опасные,* расположение которых зависит от угла падения разрабатываемой залежи. Наиболее благоприятными с точки зрения сохранности сооружений зонами являются центральные части мульды сдвижения, а наиболее опасными — периферийные.

При пологом и наклонном падении пласта ($\alpha = 0$—$45°$) различают две опасные зоны вкрест простирания: одна располагается между границей мульды и выходом нормали, проведенной через нижний этажный штрек (нижнюю границу работ), и другая — от выхода вертикали, проведенной через верхний этажный штрек (верхнюю границу работ) по направлению падения пласта (см. рис. 262, *а*).

На крутом падении зона мульды сдвижения ограничивается линией пересечения с земной поверхностью плоскости, проведенной через нижнюю границу работ под углом β, и линией пересечения с земной поверхностью плоскости, проведенной через ту же границу под углом $125°-\alpha$ к горизонту (см. рис. 262, *б*).

При углах падения больше 55° и глубине верхней границы горных работ до 60 *м* появляется вторая опасная зона у выхода пласта шириной по 30 *м* в обе стороны от выхода пласта (см. рис. 262, *б*).

Долгое время считали, что сооружения на поверхности при подработке подземными работами могут быть сохранены лишь путем оставления предохранительных целиков достаточных размеров. В настоящее время методы охраны сооружений принимаются в зависимости от степени значения последних, их конструктивных особенностей, величины отношения вертикальной

мощности покрывающих пород к мощности пласта, петрографического состава пород и характера процесса их сдвижения в данном районе.

Применяют следующие методы охраны сооружений:

1) оставление предохранительных целиков достаточных размеров;

2) применение соответствующих систем разработки;

3) ведение очистных работ с полной или частичной закладкой;

4) применение дополнительных устройств и усиливающих конструкций в подрабатываемом сооружении.

При подработке сооружения должны быть приняты соответствующие меры предосторожности: усиление надзора за появлением деформаций сооружений и своевременный предупредительный ремонт; систематические инструментальные наблюдения на подрабатываемых площадях; безостановочная выемка полезного ископаемого длинными забоями с максимально возможной скоростью подвигания.

Охрана сооружения путем оставления предохранительного целика допускается только в тех случаях, когда по естественным условиям (глубина залегания, мощность пласта и т. д.) другие меры охраны не обеспечивают их сохранности, а перенос сооружений на другое место, не требующее оставления предохранительных целиков, нецелесообразен по экономическим соображениям.

По степени значения сооружений и характеру последствий, вызываемых их нарушением под влиянием горных выработок, различные сооружения разделяются на три, а в ряде случаев (Подмосковный бассейн, Челябинское месторождение и др.) на две категории охраны.[1]

Предохранительные целики оставляют до горизонта безопасной глубины горных работ, под которой понимают такую глубину, ниже которой горные разработки уже не оказывают разрушающего влияния на охраняемые объекты.

Безопасная глубина, измеряемая по нормали от земной поверхности, может быть определена из выражения

$$H_б = mK, \tag{111}$$

где $H_б$ — безопасная глубина, *м*;

m — нормальная мощность пласта, *м*;

K — коэффициент безопасности, который берется из таблиц.

---

[1] См. Правила охраны сооружений от вредного влияния горных разработок.

Построение предохранительных целиков производится по утвержденным для данного бассейна или месторождения правилам.

Охранные плоскости проводят под углами β, γ и δ через границы охраняемого контура (см. рис. 243), причем угол β определяет наклон плоскости, ограничивающей целик по восстанию, а углы γ и δ — наклон плоскостей, ограничивающих целик соответственно по падению и по простиранию.

Значение углов β, γ и δ берется из таблиц (табл. 20).

Таблица 20

Значения углов β, γ и δ для пород Донецкого и Подмосковного бассейнов

Угол падения пород, α град.	Угол сдвижения, град.		
	β	γ	δ
0—5	85	85	85
5—65	90	85	85
Более 65	100—α, но не менее 25	85	85

В качестве примера в табл. 21 приводится значение коэффициента безопасности K для Донецкого и Подмосковного бассейнов.

Границы предохранительных целиков определяются линиями пересечения охранных плоскостей с поверхностью пласта.

Таблица 21

Коэффициент безопасности K для различных категорий охраны в Донецком и Подмосковном бассейнах

Угол падения, град.	Категория охраны			
	I		II	III
	породы с преобладанием или наличием мощных пластов		для всех пород	
	для сланцев	для песчаников		
0—45	350	400	150	100
46 и больше	400	500	200	100

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое система разработки месторождений полезных ископаемых, и каким требованиям она должна удовлетворять?
2. Какие факторы влияют на выбор системы разработки?
3. Как осуществляется поддержание кровли в очистном пространстве, и что такое призабойная и специальная крепи?
4. Опишите применяющиеся виды призабойной крепи.
5. То же специальной крепи.
6. Что такое закладка выработанного пространства и как она осуществляется?
7. Как проявляется горное давление в очистных выработках?
8. Опишите применяющиеся способы управления кровлей при разработке пологих пластов.
9. То же для крутых пластов.
10. Что такое отжим угля?
11. Как влияют подземные работы на земную поверхность, и что такое мульда сдвижения?
12. Как устанавливают размеры охранных целиков?

Глава XII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ

§ 102. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Различают системы разработки с *длинными* и *короткими очистными забоями.* Работа тем или другим способом определяет способ подготовки шахтных и выемочных полей и тип механизации очистных работ.

До создания горных машин, когда преобладали ручные горные работы, преимущественное распространение имели системы разработки с короткими очистными забоями.

В конце прошлого и в начале текущего столетия были начаты работы по механизации подземных работ. В первую очередь создавались машины для механизации выемки угля — зарубки, отбойки и доставки. Появились первые врубовые машины и конвейеры. Для лучшего их использования в странах Европы стали переходить от коротких забоев к длинным.

Дальнейшее совершенствование горных машин еще больше благоприятствовало развитию систем разработки с длинными забоями. Переход на длинные забои определялся также стремлением сократить объем подготовительных работ, механизация которых отставала от механизации очистных работ.

Такой путь развития угольной промышленности привел к тому, что в Советском Союзе, Западной Германии (Рурский бассейн), во Франции и Бельгии в настоящее время применяют почти исключительно длинные очистные забои. В Англии длинные забои составляют 84%, а короткие 16%.

США, Канада, Австралия и в известной степени Индия шли по другому пути и совершенствовали системы разработки с короткими забоями, создавая применительно к ним горные машины. В этих странах преимущественное распространение имеют короткие забои: в США — 97,5%; в Австралии — 95%, в Канаде — 65%.

Преимуществом систем разработки с короткими забоями является облегченная призабойная крепь и отсутствие специальной посадочной крепи вследствие управления кровлей посредством удержания ее на целиках с последующим обрушением или опусканием после отхода очистных работ на определенное расстояние.

При соответствующем оборудовании и организации работ исключение такой трудоемкой операции, как управление кровлей, обеспечивает более высокую производительность труда при коротких забоях.

Недостатком систем разработки с короткими забоями являются значительные потери полезного ископаемого (в отдельных случаях они достигают 40% и более) и сложность проветривания.

Несмотря на значительное число применяемых на практике систем разработки, их можно свести к следующим основным типам.

Системы разработки с длинными очистными забоями:

1. *Столбовые системы разработки,* которые в свою очередь. могут иметь разновидности:

а) *длинные столбы;*

б) *короткие столбы.*

2. *Сплошные системы разработки:*

а) *с разделением этажа на подэтажи;*

б) *без разделения этажа на подэтажи.*

3. *Комбинированные системы разработки.*

Системы разработки с короткими очистными забоями:

1. *Камерные.*

2. *Камерно-столбовые.*

В основу классификации систем разработки может быть положен характер и объем подготовительных и нарезных выработок, необходимых для применения той или иной системы.

При разработке длинными столбами (рис. 264) подготовительные выработки — штреки и бремсберги, нарезающие выемочные поля на длинные столбы, — проводят впереди очистных забоев. Работы в верхних подэтажах обычно опережают работы, производящиеся в нижних подэтажах.

При сплошной системе разработки (рис. 265) для ведения очистных работ не требуется проведения промежуточных штреков впереди очистного забоя. Откаточный штрек для создания резерва в работе и удобства маневров при погрузке угля из лавы должен загоняться вперед относительно очистного забоя не менее чем на 50 *м.*

Бремсберги обычно образуются путем разборки и подрывки пустой породы в выработанном пространстве позади очистных

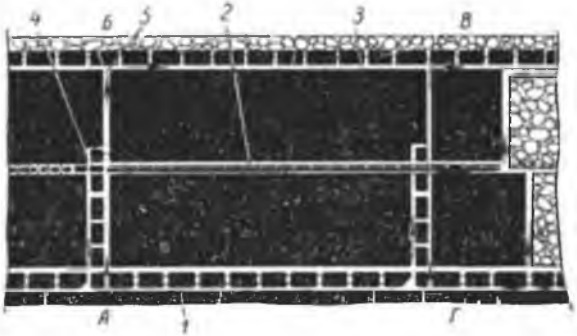


Рис. 264. Система разработки длинными столбами:

1, *2* и *3* — соответственно откаточный, промежуточный и вентиляционный штреки; *4* — бремсберг; *5* — ходок; *АБВГ* — выемочное (бремсберговое) поле

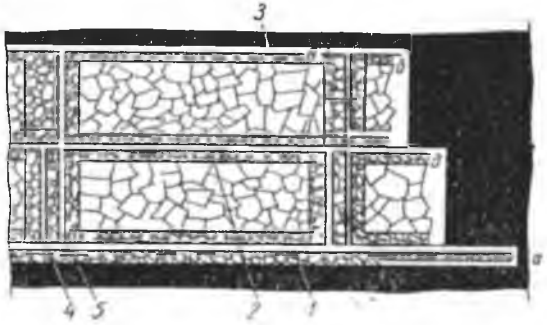


Рис. 265. Сплошная система разработки:

1, *2* и *3* — соответственно откаточный, промежуточный и вентиляционный штреки; *4* — бремсберг; *5* — ходок; *АБВГ* — выемочное (бремсберговое) поле

забоев. Работы на нижних подэтажах ведут впереди работ, производимых в верхних подэтажах.

Комбинированная система разработки, приведенная на рис. 266, представляет собой комбинацию длинных столбов со сплошной системой разработки: нечетные подэтажи разрабатывают сплошной системой разработки, а четные — длинными столбами.

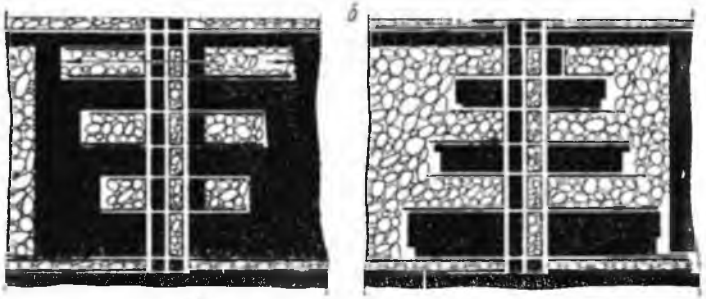


Рис. 266. Комбинированная система разработки — сплошная и длинные столбы по простиранию:

а — выемка сплошной системой от бремсберга; *б* — выемка длинными столбами к бремсбергу

Систему разработки длинными столбами можно применять при любых углах падения и при любой мощности пластов в случае выемки их на всю мощность, а также при разработке мощных пластов наклонными слоями (см. ниже).

Сплошную систему разработки применяют на пластах III категории и сверхкатегорных по газу, а также на пластах мощностью менее 1,3 *м* с боковыми породами средней устойчивости и устойчивыми.

А. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ДЛИННЫМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 103. ВИДЫ СТОЛБОВЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

При столбовых системах разработки до начала очистных работ этаж в пределах выемочного поля нарезают подготовительными выработками на отдельные части — с т о л б ы, которые вынимают в период очистных работ.

При соответствующем направлении очистных работ и доставки по промежуточным штрекам подготовительные выработки

весь срок своего существования, как правило, находятся в целиках полезного ископаемого.

По отношению к простиранию пласта штреки, нарезающие столбы, могут проводиться *по простиранию, по восстанию* (реже, при очень пологом падении, *по падению*) и в *диагональном направлении*. В зависимости от направления, в котором они проводятся, различают:

1) *длинные столбы по простиранию;*
2) *длинные столбы по восстанию;*
3) *диагональные длинные столбы.*

Независимо от способа нарезки длинных столбов, выемка полезного ископаемого может производиться также в различном направлении. Например, длинные столбы по простиранию могут отрабатываться забоями, расположенными *по падению* (см. рис. 264), *диагонально* и *по простиранию*.

Если горнотехнические условия разработки таковы, что первоначально нарезанные длиные столбы не могут выниматься по всей длине столба по падению, каждый длинный столб дополнительно нарезают при помощи печей и просеков на более мелкие части, так называемые *короткие столбы*.

§ 104. ДЛИННЫЕ СТОЛБЫ ПО ПРОСТИРАНИЮ ПРИ ПОЛОГОМ ПАДЕНИИ ПЛАСТОВ

Как указывалось выше, выемку отдельных этажей при разработке длинными столбами можно производить от шахты к границам шахтного поля и в обратном направлении, т. е. от границ шахтного поля к стволу. В последнем случае началу очистных работ предшествует проведение нижнего откаточного и верхнего вентиляционного штреков на всю длину крыла, а при работе от ствола — на длину выемочного поля.

Каждое выемочное поле обслуживается своим бремсбергом, проводимым заблаговременно до начала очистных работ в целике полезного ископаемого, впереди очистных работ (см. рис. 264).

Участковые бремсберги могут быть *односторонними* (см. рис. 264) и *двусторонними* (рис. 267).

К очистной выемке при разработке пласта длинными столбами по простиранию приступают после того, как в пределах выемочного поля проведены все подготовительные выработки, т. е. после того, как нарезаны столбы и проведены *разрезные печи*.

Выемку отдельных столбов (подэтажей) при правильном ведении работ производят с опережением на 10—15 *м* верхними подэтажами нижних. В этом случае участковые бремсберги все

время окружены еще не выработанными столбами, так как в первую очередь вынимаются верхние подэтажи, что благоприятно с точки зрения поддержания выработок.

Кроме того, появляющаяся в очистных забоях вода в случае опережения верхних подэтажей отводится по промежуточным штрекам к ходку или бремсбергу. При опережении же нижних подэтажей вода попадает в выработанное пространство и затрудняет работы.

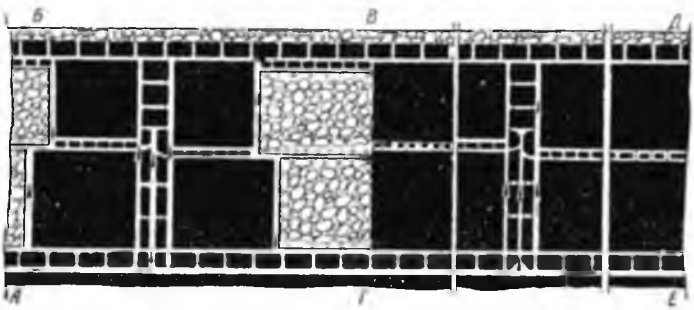


Рис. 267. Длинные столбы по простиранию с двусторонними бремсбергами:

АБВГ — отрабатываемое выемочное поле; *ВГЕД* — выемочное поле, находящееся в подготовке

В пределах отдельных выемочных полей очистные работы можно вести в направлении от ствола к границам шахтного поля или в обратном направлении.

В первом случае направление очистной выемки совпадает с направлением проведения подготовительных выработок, и добытое в очистном забое полезное ископаемое доставляется по промежуточным штрекам, как говорят, на *передний бремсберг* (см. рис. 264).

При выемке столбов в пределах выемочного поля в направлении от границ поля к бремсбергу направление очистных работ противоположно направлению проведения подготовительных выработок, и добытое полезное ископаемое доставляется из очистных забоев по промежуточным штрекам на *задний бремсберг* (рис. 268).

При работе на задний бремсберг в действии находятся два бремсберга, по одному из которых доставляется к откаточному штреку уголь из очистных работ, а по другому — из подготовительных. При работе на передний бремсберг в действии может находиться только один бремсберг.

При работе на задний бремсберг потери в целиках, оставляемых около бремсберга, как правило, бывают больше, чем при работе на передний бремсберг.

Большое преимущество работы на задний бремсберг при общем направлении выемки от ствола к границам — меньшее расстояние транспортировки угля по сравнению с работой на передний бремсберг. В последнем случае весь груз по промежуточным штрекам транспортируется в направлении от ствола к границам, а по откаточному штреку — в обратном направлении.

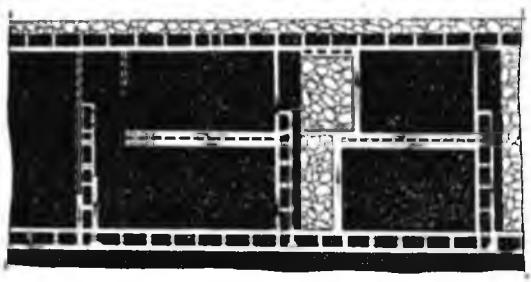


Рис. 268. Длинные столбы по простиранию при доставке угля на задний бремсберг

При общем направлении выемки от границ шахтного поля к стволу работа транспорта при доставке на передний бремсберг будет меньшей, чем при доставке на задний бремсберг. Преимуществом работы на передний бремсберг, кроме отмеченного, является также отсутствие необходимости проведения в каждом выемочном поле разрезных печей, так как в этом случае очистные работы после выемки целиков между бремсбергом и ходком на соответствующем участке непосредственно «переходят» в новое выемочное поле. Если же полная выемка целиков не удается, то работы в следующем выемочном поле могут начаться непосредственно из ходка.

Управление горным давлением также более благоприятно при работе на передний бремсберг, так как наибольшая опасность завала очистного пространства возникает в момент первой посадки основной кровли, которая происходит после отхода очистного забоя на известное расстояние от целика (от разрезной печи). При работе на задний бремсберг такие условия будут появляться в каждом выемочном поле при его рассечке, тогда как при работе на передний бремсберг они будут иметь место лишь один раз при первой рассечке этажа.

Это обстоятельство следует особо учитывать при необходимости создания более спокойного оседания покрывающей толщи

пород для предохранения от деформаций вышележащих пластов или сооружений на земной поверхности.

При работе двусторонними бремсбергами (см. рис. 267) последние проводят не на границе выемочного поля, а по его середине; промежуточные штреки проводят от бремсберга в каждую сторону до границ бремсбергового поля.

Очистные работы в каждом новом двустороннем бремсбергом поле начинают с проведения рассечной печи на границе каждого его крыла и ведут в направлении от границ к бремсбергу. При этих условиях половина запасов полезного ископаемого доставляется по промежуточным штрекам по схеме работы на задний бремсберг, а другая половина запасов — на передний.

Вызываемое этим увеличение эксплуатационных расходов в известной мере компенсируется сокращением в этаже общего числа бремсбергов за счет увеличения длины бремсбергового поля по простиранию.

К преимуществам работы двусторонними бремсбергами следует отнести возможность увеличения добычи полезного ископаемого вдвое по сравнению с работой односторонними бремсбергами, особенно при конвейеризации транспорта в пределах бремсбергового поля.

Работу двусторонними бремсбергами при этажной разработке шахтного поля в настоящее время применяют редко; в каждом отдельном случае требуется технико-экономическое обоснование рациональности ее применения.

При разработке пологих пластов длинными столбами по простиранию наклонная высота этажа бывает от 250 до 450 *м* и более.

При выборе высоты подэтажа (длины лавы) приходится считаться со многими факторами, из которых основными являются стоимость проведения промежуточных штреков и их поддержания, тип принятой механизации выемки и доставки полезного ископаемого до промежуточных штреков, удобство перемещения людей в очистном пространстве и доставки материалов.

С экономической точки зрения (стоимость проведения и поддержания промежуточных штреков) желательно увеличение высоты подэтажа, так как оно сопровождается уменьшением числа промежуточных штреков.

Для рационального использования врубовых машин и комбайнов и улучшения организации работ высоту подэтажа обычно выбирают равной сменной или двусменной производительности машин.

С точки зрения доставки добытого полезного ископаемого из очистного забоя до промежуточного штрека высоту подэтажа

рационально принимать равной длине става применяемого конвейера.

Управление кровлей высоту подэтажа не лимитирует. Иными словами, для любой высоты подэтажа может быть принят рациональный метод управления кровлей.

Высота подэтажа обязательно должна быть проверена по условиям проветривания с учетом требования «Правил безопасности», чтобы скорость вентиляционной струи в очистном забое не превышала 4 *м/сек*, так как с увеличением длины забоя необходимо увеличивать и количество подаваемого в него воздуха пропорционально увеличению суточной производительности лавы.

Передвижение людей в очистном пространстве и доставка материалов (леса) становятся более затруднительными в подэтажах большей высоты; эти затруднения особенно быстро возрастают при работе в маломощных пластах.

Ввиду перечисленных выше обстоятельств высоту подэтажей (длину лав) принимают не менее 120 *м* при разработке пластов мощностью 0,5—0,7 *м* и не менее 150 *м* на пластах большей мощности. Высоту подэтажей менее 120 *м* принимают на пластах мощностью 0,5 *м* и меньше. В Донбассе высота подэтажей доходит до 200—300 *м*.

Размер выемочного поля по простиранию зависит от стоимости поддержания промежуточных штреков и бремсбергов, стоимости проведения бремсбергов и доставки по промежуточным штрекам. Так как в данном случае промежуточные штреки обычно находятся в целиках невынутого угля, то стоимость поддержания их обходится относительно недорого, расстояние между бремсбергами бывает не менее 300 *м*.

Для выдачи полезного ископаемого из очистного забоя при оставлении над штреком целиков в просеке вдоль целика (до ближайшей печи) и в печи устанавливают конвейеры, которые приходится переносить по мере подвигания очистного забоя. При механизации маневровых работ у погрузочных пунктов такая схема транспорта неудобна. Более рационально оборудовать один погрузочный пункт у бремсберга, а для доставки к нему угля из нижнего подэтажа над целиком установить конвейер.

Проветривание при длинных столбах обычно осуществляется с разделением исходящих вентиляционных струй из очистных и подготовительных забоев.

Последовательное проветривание всех подэтажей общей струей воздуха, поступившей с откаточного штрека, в шахтах, опасных по газу или пыли, не разрешается.

На пластах негазовых и I категории по газу, не опасных по пыли и не склонных к самовозгоранию, при мощности пласта

более 0,6 *м* допускается последовательное проветривание двух подэтажей при условии, чтобы суммарная их длина не превышала 320 *м*, а расстояние между лавами не превышало 200 *м*, причем на газовых пластах I категории воздух, поступающий во вторую лаву, не должен содержать метана более 0,5%.

Во всех остальных случаях каждый очистной забой вместе с прилегающими к нему подготовительными выработками должен проветриваться обособленной струей. Для этого часть воздуха, поступающего по откаточному штреку, направляется в бремсберг или ходок при нем и далее в соответствующие промежуточные штреки. В таких случаях параллельно промежуточному штреку приходится проводить второй штрек для отвода воздушной струи, исходящей из нижележащего подэтажа, а у бремсберга устраивать вентиляционный мост (кроссинг, см. гл. XXI).

При проведении подготовительных выработок следует обращать серьезное внимание на проветривание тупиковых забоев, так как они являются местами возможного скопления метана.

Управление горным давлением при разработке пластов длинными столбами по простиранию производится главным образом путем полного и реже путем частичного обрушения кровли в выработанном пространстве.

§ 105. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ

При системе разработки длинными столбами по простиранию между очистными и подготовительными работами должно существовать определенное соотношение, определяющееся необходимостью последовательной замены каждого выработанного подэтажа в данном выемочном поле соответствующим подэтажом в следующем выемочном поле. В соответствии с этим забой откаточного штрека должен настолько опережать очистной забой, чтобы к моменту выработки верхнего столба в разрабатываемом выемочном поле проведение и оборудование нового бремсберга и подготовка нового подэтажа взамен выбывающего были закончены. Одновременно с проведением откаточного штрека и бремсберга проводят и промежуточные штреки с таким расчетом, чтобы проведение каждого из них было закончено к моменту выработки соответствующего столба предыдущего выемочного поля.

При расчете соотношения между очистными и подготовительными выработками необходимо принимать запас времени в 2—3 мес. на случай возможных задержек в проведении подготовительных выработок, особенно при разработке нарушенных пластов. Так как впереди ведутся очистные работы верхнего под-

этажа, то и развитие подготовительных работ в каждом вышележащем подэтаже нового бремсбергового поля должно быть больше, чем в нижележащем.

Промежуточные штреки при односторонних бремсбергах и доставке на задний бремсберг проводятся с нормальным уклоном к бремсбергу. При доставке же на передний бремсберг их обычно проводят горизонтальными, так как доставка грузов из очистных и подготовительных работ происходит в различных направлениях.

При разработке водоносных пластов, когда на промежуточных штреках появляется вода, штреки для ее стока проводят с уклоном к бремсбергу. Доставка при этом производится на передний бремсберг.

Для образования над откаточными штреками целиков и обеспечения при их проведении проветривания параллельно со штреком проводят просек. В зависимости от размеров штрека, срока его существования, характера боковых пород и глубины разработки размер целиков по простиранию бывает от 15 до 40 *м*, а по восстанию — от 10 до 20 *м* (см. табл. 13).

Под верхними вентиляционными штреками при выемке оставляют предохранительные целики. Около промежуточных штреков при работе на передний бремсберг целики обычно не оставляют, так как промежуточные штреки между очистным забоем и задним бремсбергом в данном случае не нужны.

Как правило, бремсберги проводят с откаточного штрека снизу вверх. При большом выделении рудничного газа их можно проводить и с вентиляционного штрека сверху вниз, как уклоны.

Воздушные струи, проветривающие забои промежуточных штреков, должны преодолевать сопротивление весьма длинных путей. Поэтому в каждом промежуточном штреке обычно устанавливают вентиляторы частичного проветривания.

Наряду со сравнительной сложностью схемы проветривания при системе разработки длинными столбами, она имеет и достоинство, заключающееся в возможности разделения исходящих вентиляционных струй, благодаря чему в забои не поступает воздух из других забоев, содержащий рудничный газ. Кроме того, при разделении вентиляционных струй общая депрессия шахты меньше, чем без их разделения.

§ 106. ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ

Наиболее прогрессивным способом механизации выемки угля является применение комбайнов и узкозахватных агрегатов, которые в максимальной степени устраняют ручной труд и обеспечивают непрерывный поток угля.

В случае применения тяжелых врубовых машин очистные работы можно расчленить на зарубку, отбойку и навалку угля, доставку его из очистного пространства, крепление и управление кровлей. Процесс зарубки в очистном забое слагается из следующих операций: 1) подготовительные работы, 2) образование первоначального вруба, 3) собственно зарубка длинного забоя, 4) вырубка верхнего кутка, 5) спуск машины, 6) заключительные операции.

Подготовительные работы состоят из осмотра и подготовки врубовой машины и очистного забоя.

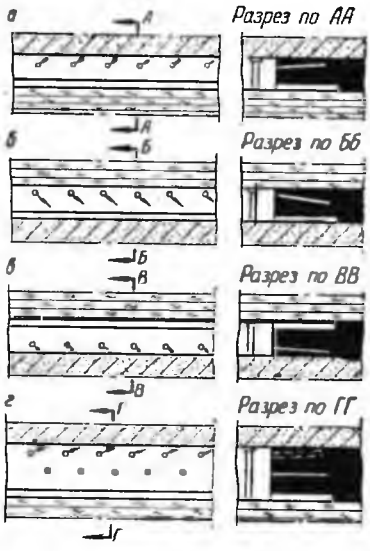


Рис. 269. Расположение шпуров в очистном забое:

а и *в* — соответственно при нижнем и верхнем врубе; *б* — при нижнем врубе и слабой кровле; *г* — при пласте средней мощности

При машинной зарубке угля на пластах III категории и сверхкатегорных по газу должны соблюдаться особые требования (см. § 16).

Работа врубовой машины в очистном забое описана в § 16.

Машинная бригада, обслуживающая врубовую машину, состоит из машиниста, его помощника и крепильщика, производящего крепление лавы вслед за машиной. Бригада прикрепляется к определенной лаве и машине. Если зарубка производится в несколько смен, то один из машинистов — бригадир—отвечает за состояние машины и производство работ во все смены.

Работу по зарубке необходимо организовывать таким образом, чтобы к моменту начала нового цикла машина была спущена и подготовлена к работе. Для этого старые зубки должны быть вынуты (обычно это производится перед спуском после вырубки верхнего кутка), машина просмотрена и смазана, а в случае надобности произведен также мелкий ремонт.

Для обеспечения наибольшей производительности врубовой машины необходима правильная организация смежных процессов, т. е. необходима увязка всех процессов работы в лаве, что достигается точным выполнением установленного графика цикличности (см. ниже).

После машинной подрубки для отбойки угля чаще всего применяют взрывные работы. Шпуры при этом бурят ручными электросверлами.

На пологих пластах малой мощности шпуры для отбойки угля располагают в один ряд, причем в случае нижнего вруба — в верхней части пласта, примерно на 100—200 *мм* ниже кровли (рис. 269, *а* и *б*); при верхнем врубе — в нижней части пласта на таком же расстоянии от почвы (рис. 269, *в*).

На пластах с устойчивой кровлей шпуры при расположении их у кровли направляют вверх под углом 5—10° (см. рис. 269, *а*), а при неустойчивой или ложной кровле — под тем же углом вниз (см. рис. 269, *б*).

При разработке пологих пластов средней мощности шпуры обычно располагают в два ряда в шахматном порядке (рис. 269, *г*).

Расстояние между шпурами во всех случаях принимают в зависимости от крепости угля и требуемой крупности кусков отбитого угля; для выхода более крупных кусков расстояние между шпурами берется больше, для получения более мелких — меньше. При разработке антрацитовых пластов это расстояние принимают 2—3,5 *м*, при разработке прочих углей 1,2—1,5 *м*. Глубина шпуров обычно принимается равной глубине вруба или на 100—200 *мм* меньше ее.

Величину заряда также выбирают исходя из крепости угля и требуемого размера кусков. При наличии вруба заряд не превышает 1,5—2 патронов (150—200 *г*) взрывчатого вещества.

Перед взрыванием зарядов необходимо удалить из забоя всех рабочих в безопасное место с нормальным проветриванием, защищенное от обрушения пород и разлета кусков, и убрать из лавы кабель, либо хорошо защитить его от повреждения штыбом или обаполами. Нельзя также взрывать заряды над баром врубовой машины.

В лавах длиной свыше 50 *м* при угле падения до 10° разрешается производить взрывные работы без удаления из лавы рабочих при условии, что рабочие будут находиться на расстоянии не ближе 30 *м* от места взрывания в направлении, противоположном движению продуктов взрыва.

Взрывные работы должны быть организованы так, чтобы к моменту прихода навалоотбойщика уголь был отбит на длине лавы, достаточной для их работы.

В этом случае навалоотбойщики сразу же после прихода в лаву приступают к выдаче угля. На обязанности бригады навалоотбойщиков лежат: отбойка и навалка отбитого угля на конвейер, выборка попадающей в него породы, удаление ее в выработанное пространство за конвейер и крепление очистного пространства призабойной крепью.

Доставка угля из очистного забоя при пологих пластах в настоящее время механизируется главным образом при помощи скребковых конвейеров. Конвейерами называют транспортные

устройства, обеспечивающие непрерывное движение перемещаемого материала от места погрузки до места разгрузки.

По мере подвигания очистного забоя расстояние между забоем и конвейером увеличивается. Это затрудняет работу и снижает производительность труда навалоотбойщиков, так как увеличивается расстояние, на которое им приходится перекидывать отбитый уголь. Следовательно, необходимо стремиться к тому, чтобы конвейер всегда находился как можно ближе к забою. В очистном забое это достигается путем периодической переноски конвейера вслед за подвиганием забоя.

Конвейер в лаве переносит бригада переносчиков (в специальную, так называемую подготовительную или ремонтную смену). Предварительно необходимо подготовить место, на которое он будет устанавливаться, зачистив для этого обрушившуюся породу и породу из прослойков, выровняв по шнуру крепь и переставив мешающие стойки.

Переносят конвейер отдельными звеньями, после чего его заново собирают на новой дороге. В настоящее время отечественные заводы выпускают скребковые конвейеры, которые можно передвигать при помощи домкратов без разборки.

Навалка угля в лавах на конвейер в течение длительного времени выполнялась вручную и являлась одним из самых трудоемких процессов. Для иллюстрации достаточно сказать, что в 1940 г. на навалке угля было занято более 40 000 навалоотбойщиков.

Частичная механизация этого процесса может быть достигнута путем применения различных способов взрывонавалки, при которой конвейер устанавливают у забоя с таким расчетом, чтобы значительная часть угля, отбиваемого при взрывании зарядов, попадала на него без помощи навалоотбойщиков или путем применения врубо-навалочных машин.

Полностью же механизируется навалка отбитого угля в настоящее время при помощи горных комбайнов и узкозахватных агрегатов.

Успешное разрешение в СССР вопроса эффективной механизации навалки угля в лавах позволило значительно облегчить труд рабочих, повысить безопасность и производительность труда, увеличить продуктивность очистных забоев и тем самым резко поднять использование производственных мощностей угольных шахт.

На рис. 270 представлена общая схема работы комбайна «Донбасс». Комбайн во время работы передвигается вдоль забоя по тому же принципу, что и врубовая машина. Отбитый комбайном уголь грузится его грузчиком на конвейер. В последнее время вдоль забоя устанавливают изгибающийся конвейер, ко-

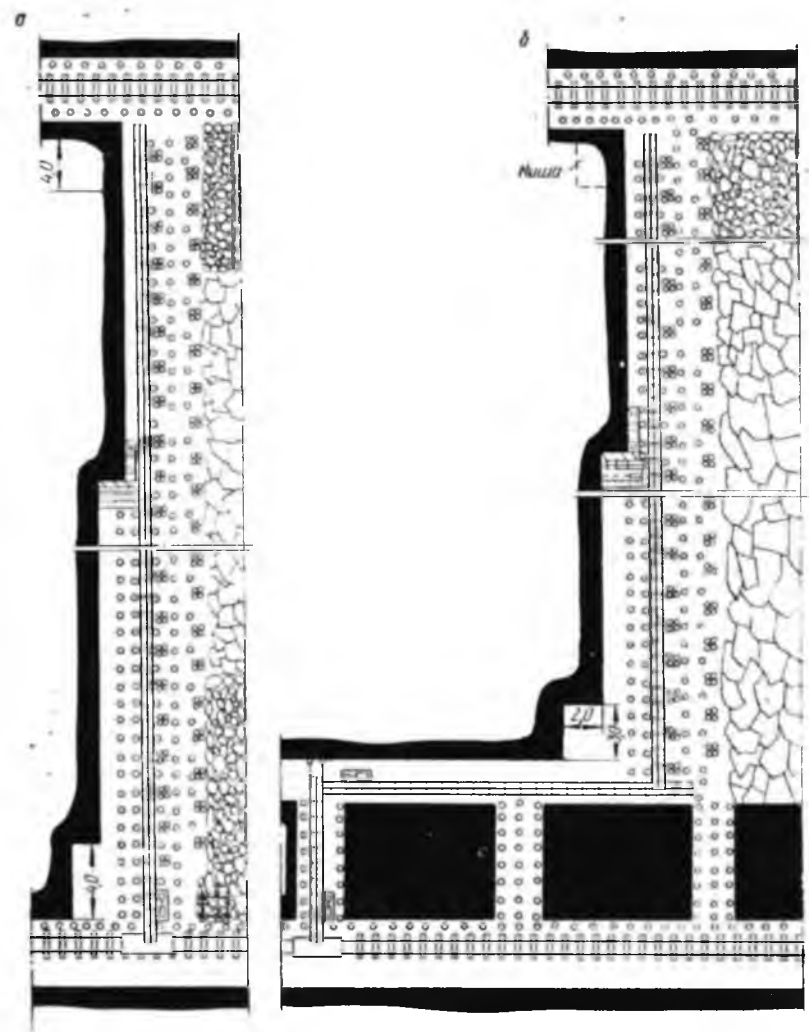


Рис. 270. Схема работы комбайна «Донбасс» в очистном забое:
а — без оставления целиков под штреком; *б* — с оставлением целиков под штреком

торый можно механически передвигать по мере подвигания комбайна вдоль лавы (см. рис. 272).

Чтобы уголь не просыпался при перегрузке его с грузчика комбайна на забойный конвейер, что вызывает штыбование цепи грузчика, расстояние от комбайна до забойного конвейера не должно превышать 0,20—0,25 *м*.

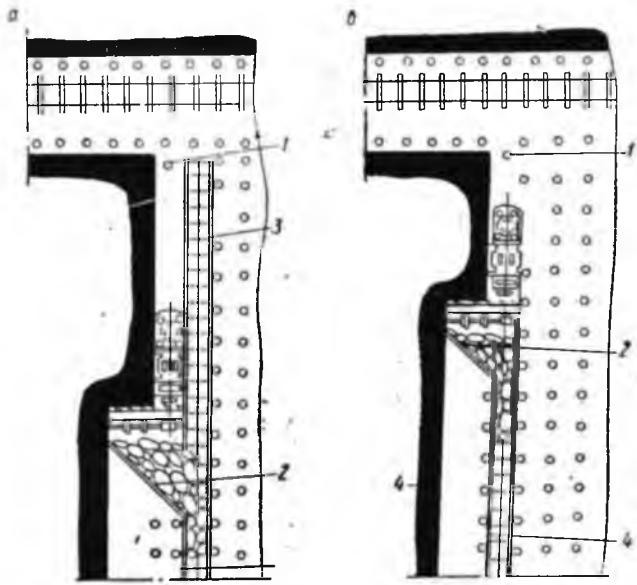


Рис. 271. Схема погрузки угля на решетки комбайном «Донбасс» при наклонном падении пласта:

1 — упорная стойка; *2* — желоб; *3* — решетак; *4* — телескопические решетаки

Так как комбайном «Донбасс» нельзя образовать первоначального вруба, то внизу лавы устраивают нишу по длине забоя 3 *м* и шириной 2 *м*.

Призабойное пространство при работе комбайна «Донбасс» крепят металлическими стойками с металлическими шарнирными верхняками или крепью МПК (см. § 95).

Схема спуска комбайна «Донбасс» представлена на рис. 51.

Непосредственный спуск его вдоль забоя осуществляется так же, как и врубовой машины (см. § 16).

При пластах с углом падения более 25°, когда отпадает необходимость в конвейере, так как уголь может доставляться по неподвижным желобам, комбайн «Донбасс» работает по схеме, представленной на рис. 271, *а* — если кровля устойчивая, и по схеме рис. 271, *б* — если кровля недостаточно устойчива. При

работе комбайна на пластах наклонного падения на верхнем штреке устанавливают лебедку для наматывания предохранительного каната, конец которого закрепляют на комбайне.

Комбайн УКТ-2 обслуживает комплексная бригада в составе 4—6 чел.: машинист, помощник машиниста по управлению комбайном и 2—4 помощника машиниста по креплению и оформлению забоя.

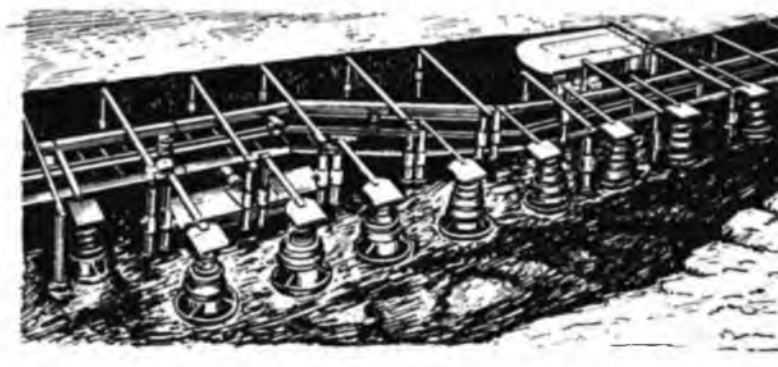


Рис. 272. Комплекс оборудования с крепью М-9

Машинист управляет комбайном, следя за сигналами своего помощника, который находится за конвейером и наблюдает за работой рабочего органа. Он же переносит и устанавливает упорную стойку. Помощник машиниста по креплению по ходу комбайна при деревянной крепи ставит временные стойки под распил. Второй помощник по креплению выбивает временные стойки и устанавливает постоянные рамы. Между помощниками по креплению находятся помощники по оформлению забоя, которые зачищают забой и грузят оставшийся уголь на конвейер. При породах устойчивых и средней устойчивости комбайн УКТ-2 работает в обоих направлениях: снизу вверх и сверху вниз (по челноковой схеме).

При металлической крепи с шарнирными верхняками (рис. 272) крепление призабойного пространства производится в соответствии с описанным в § 95.

При применении комбайнов УКТ-2м вдоль забоя устанавливают скребковый конвейер $СКТ_2$-2м, у которого рабочая и холостая ветви располагаются в одной плоскости, параллельной плоскости почвы пласта, и между ними устанавливают стойки призабойной крепи.

По мере подвигания забоя конвейер приходится разбирать, переносить по отдельным секциям на новую линию и вновь соби-

рать. Эта операция требует выделения специальных рабочих и времени, что снижает производительность труда по лаве.

Для устранения этого в последнее время начали применять изгибающиеся конвейеры, которые при помощи передвижчика передвигаются по мере движения комбайна вдоль забоя (см. рис. 272).

Комбайны «Горняк» и УКМГ работают по схеме, описанной применительно к комбайну «Донбасс». При их применении вдоль забоя устанавливают конвейер СКТ$_3$-6.

Для выемки угля на тонких пологих пластах в Советском Союзе получают широкое распространение узкозахватные комплексы и угольные струги.

В настоящее время проходят промышленные испытания следующие узкозахватные комплексы: ДУ-1, УДК, К-52, К-52Д, К-53, КУ-1 и М-39.

В комплект ДУ-1 входят: комбайн ДУ-1, передвижной конвейер СКР-20 с телескопическим рештаком, призабойная крепь из стоек СДТ с шарнирными верхняками М-45 длиной 1 *м* и органная крепь ОКУ (см. § 95). Телескопический рештак вставляется между первым и следующими за ним рештаками. Наличие его улучшает погрузку угля в вагонетку или перегрузку на конвейер. Комплект ДУ-1 рекомендуется для разработки пологих пластов мощностью 0,95—1,4 *м* при горногеологических условиях, соответствующих работе комбайна «Донбасс-1», на базе которого сконструирован комбайн ДУ-1. Ширина захвата исполнительного органа комбайна ДУ-1 составляет 1 *м*.

Испытания показали, что комбайн ДУ-1 хорошо работает при скорости подачи 1,35, а иногда 1,65 *м/мин*, в то время как комбайн «Донбасс-1» в тех же условиях работает при скорости подачи лишь 0,7—0,8 *м/мин*.

При испытании комбайна ДУ-1 в шахте № 9 треста Снежнянантрацит была достигнута скорость подвигания очистного забоя 65 *м/мес*, а производительность труда рабочих по лаве — 7,9 *т* и по участку — 4,5 *т* на выход. Расход леса составил всего 3,2 *м*^{2} на 1000 *т* добычи. На шахте 9/9-бис треста Луганскуголь при широкозахватной выемке добыча в 10-й западной лаве составляла 173 *т/сутки*, а с применением комплекса ДУ-1 достигла 247 *т/сутки*. Замена конвейера СКР-11 изгибающимся конвейером КСП-1 повысила добычу до 279 *т/сутки*, причем прекратились случаи травматизма.

На шахтах комбината Шахтантрацит проходил испытание комплекс оборудования с крепью М-9 (см. рис. 272). В состав комплекса М-9 входят: комбайн УКТ, изгибающийся конвейер, передвижчик конвейера и посадочной крепи и три комплекта крепи — забойная, посадочная и конвейерная.

Забойный комплект перекрывает и поддерживает кровлю над работающим комбайном и конвейером и состоит из металлического верхняка специальной конструкции длиной 2,52 *м* и стоек ТС.

Посадочный комплект состоит из посадочных тумб ОКУ1, верхняков и стоек, а конвейерный — из верхняка и стоек.

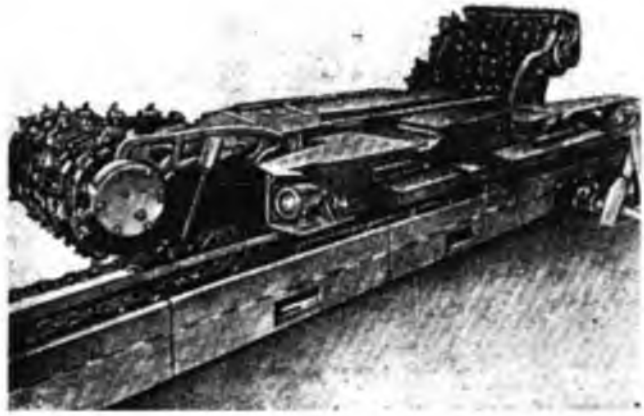


Рис. 273. Узкозахватный комбайн УДК-1

Испытания комплекса М-9 подтвердили возможность его применения при породах средней и выше средней устойчивости и управлении кровлей полным обрушением.

Комплекс УДК-1 предназначен для выемки пластов мощностью 0,85—1,3 *м* и состоит из комбайна УДК-1 (рис. 273), лебедки с дистанционным изменением скорости подачи, изгибающегося конвейера КС-9, металлической крепи из стоек СДТ и шарнирных верхняков М-45 и посадочной крепи ОКУ.

Комбайн работает при высокой скорости подачи и перемещается вдоль забоя по челноковой схеме при помощи лебедки и бесконечной корабельной цепи, протянутой вдоль всей лавы. Лебедку устанавливают у конвейера в нижней части лавы; у верхнего конца конвейера устанавливают направляющий ролик.

Машиной и лебедкой управляет машинист при помощи кнопочного пульта. Комбайн УДК-1 вынимает полосу угля шириной 1 *м*. Вслед за проходом машины навешивают шарнирные верхняки. Далее рабочие зачищают дорогу и сбивают земник. С отставанием 15—20 *м* производят передвижку конвейера, после чего устанавливают стойки призабойной крепи. Все операции выполняют одновременно без прекращения добычи угля.

Комплекс К-52 состоит из узкозахватного комбайна К-52 (рис. 274) одностороннего действия с захватом 0,5 *м*, перемещающегося по раме изгибающегося забойного конвейера КС-1 или КС-9, и комплекта металлической крепи.

Комплекс К-52 предназначен для выемки крепких и вязких углей при разработке пологих пластов мощностью 1—1,5 *м*.

Исполнительным органом комбайна К-52 является барабан с наваренными на его поверхность кулачками, в которых за-



Рис. 274. Комбайн К-52

крепляются зубки. Сзади барабана расположен отвал, направляющий отбитый уголь на забойный конвейер, на котором расположены форсунки, распыляющие воду для гашения образующейся во время работы пыли. Впереди комбайна имеется кабельная площадка с вертикально установленными штырями для укладки в виде восьмерки гибкого кабеля и шланга для орошения.

Комбайн К-52 подающей части не имеет, а передвигается по раме забойного конвейера при помощи каната и двух однобарабанных лебедок, устанавливаемых у нижнего и у верхнего штрека. Вместо двух однобарабанных лебедок может устанавливаться у нижнего штрека одна двухбарабанная.

Исполнительный орган комбайна К-52 имеет два типоразмера диаметра барабана по зубкам: 0,92 и 1,1 *м*. Рабочая скорость подачи до 2,5 *м/мин*. Повышенная скорость подачи возможна вследствие небольшой ширины захвата в нарушенной

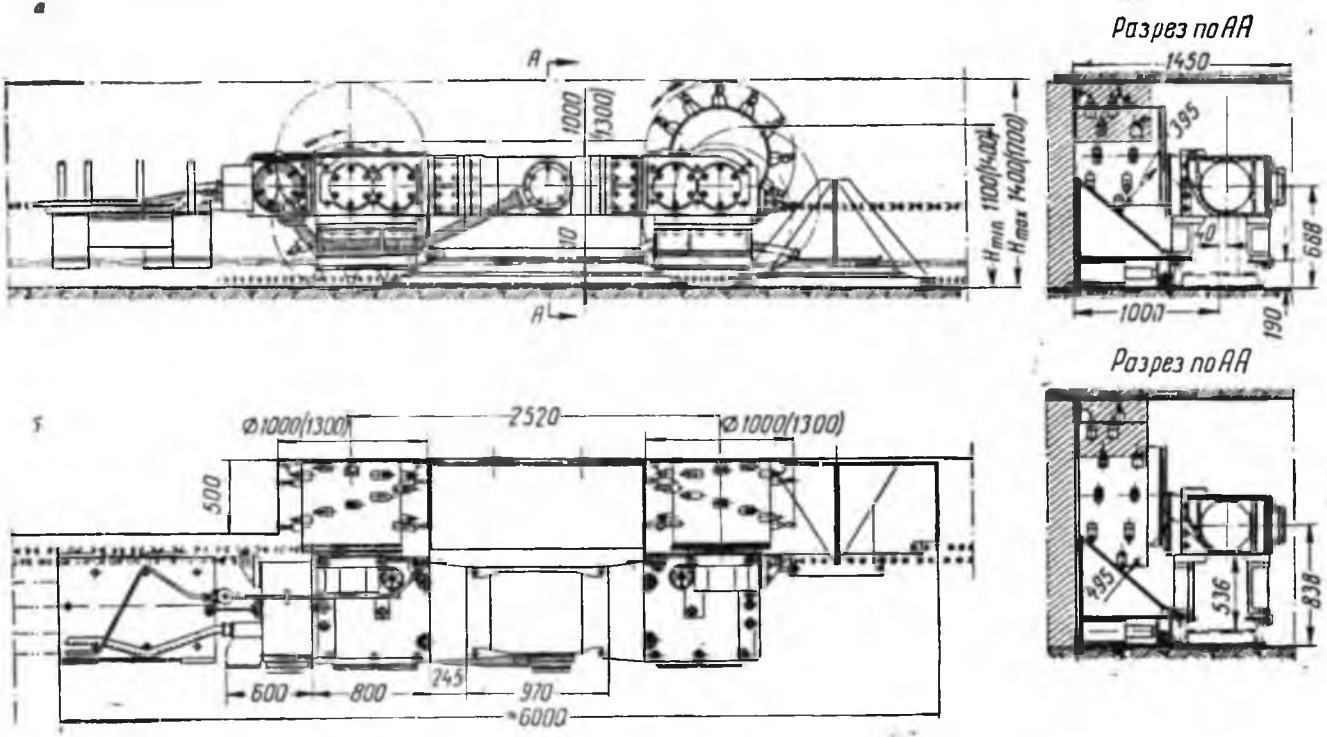


Рис. 275. Комбайн К-53

отжимом угля зоне. Отбойку и погрузку отбитого угля на конвейер комбайн К-52 производит при движении в одном направлении. При движении комбайна в обратном направлении он наваливает оставшийся уголь и зачищает забой. Одновременно производится передвижка конвейера к забою при помощи винтовых домкратов с электрическим приводом от электросверла.

В отличие от К-52, комбайн К-52Д имеет специальное отбойное устройство в виде отрезного диска или второго барабана, положение которого может регулироваться в зависимости от мощности пласта. Работа при комбайне К-52Д организуется так же, как и при комбайне К-52.

Узкозахватный комплекс К-53 предназначен для механизации выемки пластов мощностью 1,1—1,7 *м* по челноковой схеме. Исполнительный орган комбайна К-53 (рис. 275) такой же, как у комбайна К-52, и имеет два типоразмера барабана: 1000 и 1300 *мм*. Погрузка отбитого угля на конвейер осуществляется двумя лемехами, один из которых устанавливается между барабанами, а другой — переносный — за задним барабаном. При работе в одном направлении передний барабан опускается до контакта с почвой пласта, а задний устанавливается по мощности пласта. При работе комбайна в обратном направлении положение барабанов меняется и переставляется переносный лемех. Скорость подачи — до 2,5 *м/мин*. Расчетная производительность комплекса при мощности пласта 1,1—1,4 *м* составляет 125—155 *т/ч*, при мощности пласта до 1,7 *м* — до 190 *т/ч*.

Для выемки по челноковой схеме пластов мощностью более 0,85 *м* с углом падения до 15° создан узкозахватный комплекс КУ-1, состоящий из комбайна КУ-1 (рис. 276), изгибающегося конвейера КС-9 и металлической крепи с шарнирными верхняками.

Рабочим органом комбайна КУ-1 является мощная штанга *1* с резцами *2* для скола угля с поверхности забоя. Резцы укреплены в державках клиновым замком *3*. На штанге закреплены лопатки *4* с зубками, которые производят погрузку отбитого угля на конвейер.

Подача комбайна осуществляется специальной лебедкой при помощи бесконечной корабельной цепи. Лебедку устанавливают в нижней части лавы у штрека. В верхней части лавы устанавливают натяжное устройство с направляющей звездочкой.

Управление комбайном производится с пульта управления, расположенного на комбайне. Комбайн КУ-1 перемещается по раме конвейера.

Ширина захвата 1 *м* соответствует длине верхняка, что позволяет вести работы по выемке угля в бесстоечном рабочем пространстве. Все операции по времени совмещаются.



Рис. 276. Комбайн КУ-1



Рис. 277. Комплекс М-39

Комплекс М-39 (рис. 277) предназначен для разработки пологих пластов угля любой крепости мощностью 1,4—2 *м* при кровле средней устойчивости.

В комплекс М-39 входят: комбайн К-26 *1*, изгибающийся конвейер *2* и секции металлической крепи *3*, перемещающиеся при помощи передвижчика.

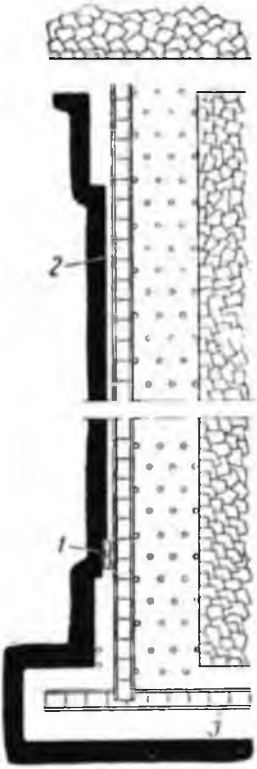


Рис. 278. Струг «Вестфалия-Люмен»:

1 — струг; *2* — забойный конвейер; *3* — конвейер в штреке

Комбайн К-26 работает в лоб заходки шириной 2 *м*. В отличие от крепи МПК-1, секции крепи М-39 имеют не одну, а две податливые стойки постоянного сопротивления и гибкое перекрытие, обеспечивающее лучшее поддержание кровли. Призабойная часть секций крепи *4* состоит из стоек ТС-10 и легких гибких верхняков.

К узкозахватной выемке с механизированной погрузкой на забойный конвейер относится также выемка угля при помощи угольных стругов.

Стругом называют механизм, который по мере своего продвижения вдоль забоя скалывает с его поверхности стружку определенной толщины.

Первые струги, испытывавшиеся в Донбассе и в Рурском бассейне (ФРГ) в 1945—1950 гг., имели глубину захвата от 0,2—0,3 *м* до 0,4—0,5 *м*. Эти струги получили название статических. Они обеспечивали выемку только мягких и средней крепости углей и требовали для отделения угля от массива больших усилий на канате: при струге УС-4, испытывавшемся в Донбассе, тяговые усилия на канате доходили до 40—50 *т*.

В целях снижения этих усилий и расширения области применения стругов на крепкие и вязкие угли, а также на лавы, в которых отжим угля относительно мал, были предложены динамические струги. Со стороны режущего инструмента этих стругов, в дополнение к усилиям от натяжения каната, обеспечивалось ударное приложение нагрузки за счет тех или иных механизмов. Однако поскольку основное влияние на разрушение угля при струговой выемке оказывает отжим угля, т. е. горное давление, то и динамические струги не дали положительных результатов.

Наиболее эффективным путем устранения недостатков статических стругов является уменьшение толщины стружки при увеличении скорости движения струга до 30 *м/мин* и более. Уменьшение глубины захвата обеспечивает съем (разрушение) угля в зоне наибольшего его отжима, т. е. в зоне наименьшего сопротивления разрушению, что, в свою очередь, приводит к уменьшению тяговых усилий на канате (цепи).

Наилучшие результаты достигнуты при применении стругов этого типа, выпускающихся в ФРГ фирмой «Вестфалия-Люмен»



Рис. 279. Агрегат А-2

(рис. 278). Они получили широкое распространение не только в странах Западной Европы, но и в США и проходят испытания в Донбассе.

В Советском Союзе струг подобного типа с глубиной захвата 5—10 *см* был сконструирован инженерами Стажевскими. На базе этого струга создан выемочный комплекс КС-2, предназначенный для работы на пологих пластах мощностью 0,9—1,4 *м* при углях мягких и средней крепости и устойчивой кровле.

Перемещается струг вдоль конвейера при помощи канатов лебедки, устанавливаемой на штреке. Толщина снимаемой стружки доходит до 100 *мм* при скорости движения струга до 60 *м/мин*.

После каждого прохода струга конвейер домкратами передвигается на величину снятой стружки. Дойдя до конца лавы,

струг автоматически переключается для работы в обратном направлении.

Машинист управляет агрегатом, находясь в штреке, а не в лаве.

В комплекс КС-2, кроме струга, входят: конвейер, вдоль которого движется струг, лебедка для перемещения струга, домкраты для передвижки конвейера, призабойная металлическая крепь с шарнирными верхняками и посадочная крепь.

Струговым комплексом является также агрегат А-2 (рис. 279), предназначенный для разработки пологих пластов мощностью 0,8—1,8 *м*. В агрегат А-2 входят: струг *1*, безразборный скребковый конвейер *2* и передвижная гидравлическая крепь *3*, передвигающаяся вслед за стругом после выемки каждой стружки шириной 100 *мм*.

§ 107. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Работы в очистном забое, как указывалось выше, слагаются из зарубки, отбойки и доставки угля из очистного забоя, переноски конвейеров и крепления выработанного пространства, включая и управление горным давлением. Все эти процессы периодически повторяются во времени, т. е. после зарубки, отбойки и доставки угля, крепления выработанного пространства и переноски конвейеров следуют новые вруб, отбойка, доставка угля и крепление и т. д.

Совокупность всех процессов и операций, выполняемых в определенном порядке и необходимых для выемки угля по всему забою на установленную паспортом величину подвигания забоя, носит название *цикла* в очистных забоях, а ведение работ при планомерном соблюдении циклов называется *цикличностью*.

Соблюдение цикличности является необходимым условием выполнения и перевыполнения плана добычи, повышает безопасность работ, производительность труда и полноту использования механизмов, создает наилучшие условия для работы новаторов производства.

При разработке пологих и наклонных пластов в состав цикла в очистном забое входят следующие основные процессы:

а) при работе угольных комбайнов — выемка и погрузка угля комбайном, крепление за комбайном, оформление забоя, доставка угля, выемка ниш для завода и вывода бара комбайна, передвижка конвейера, спуск комбайна, работы по управлению кровлей;

б) при работе врубовых машин с ручной погрузкой угля на конвейер — зарубка врубовой машиной, уборка штыба, бурение шпуров, взрывание зарядов, навалоотбойка, крепление за врубом, доставка угля, доставка крепежных материалов, спуск вру-

бовой машины, переноска конвейера и работы по управлению кровлей.

В штат рабочих по очистному забою входят все рабочие по добыче и доставке угля из забоя, креплению, управлению кровлей, возведению закладочного массива, доставке крепежных материалов, по переноске конвейеров, управлению механизмами и обслуживанию их. Необходимый штат определяют исходя из плановых объемов работ.

Объемы работ на один цикл по отдельным процессам определяют для каждого очистного забоя на основе горногеологических условий, принятой схемы механизации и паспортов буровзрывных работ и крепления и управления кровлей.

Количество рабочих отдельных профессий в лаве на работе определяется: для рабочих-сдельщиков — путем деления планового объема работ на фактически достигнутую производительность, но не ниже норм выработки, а для повременщиков — расстановкой рабочих по местам работы в соответствии с технологическим процессом.

Списочный состав рабочих в лавах определяют исходя из количества рабочих на работе за сутки по каждой профессии, путем умножения на коэффициент перехода от количества выходов к списочному составу, который для лав, работающих на прерывной неделе, принимается 1,14.

Распределение, последовательность и сочетание производственных процессов в очистном забое должны тщательно продумываться в техническом и организационном отношениях и выполняться по расписанию, оформляемому в виде *графиков*.

Наиболее простой и удобной является работа при выполнении одного цикла в сутки. Поэтому в настоящее время на шахтах СССР такая организация работ принята в качестве основной.

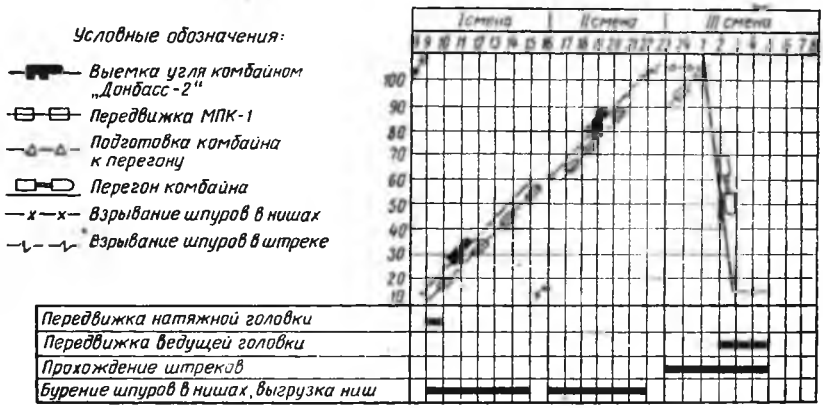
Для очистных забоев, работающих по схеме один цикл в сутки, установлен следующий режим работы: две смены по выдаче угля и одна смена ремонтно-подготовительная. При возможности выдать уголь с одного цикла за смену допускаются работы по выдаче угля в одну смену и одна-две смены ремонтно-подготовительные.

Организация работ в лаве по одноцикличному графику благоприятствует правильной эксплуатации оборудования и поддержанию в надлежащем порядке горных выработок и транспортных путей.

График цикличности состоит из трех частей:

1) планограммы организации работ;
2) графика выходов рабочих;
3) таблицы технико-экономических показателей.

В планограмме в наглядной форме изображаются основные процессы: выемка угля комбайном (или зарубка, стбойка и погрузка угля, уборка земника и штыба, навалоотбойка), выемка ниш, бурение по углю и породе, крепление, переноска конвейера, доставка леса, выкладка бутовых полос, кладка и переноска костров, взрывание по углю и породе.



Профессия	Выполняемая работа	Смена I	Смена II	Смена III	Всего
Машинист-механик	Выемка комбайном и перегон	1	1	1	3
Рабочий очистного забоя	Крепление, оформление забоя	3	3	1	7
Рабочий очистного забоя	Выгрузка ниш	2	2	–	4
Рабочий очистного забоя	Передвижка КС-1, МПК-1	3	3	2	8
Рабочий очистного забоя	Возведение бутовых полос и прохождение штреков	–	–	5	5
Взрывник	Взрывание шпуров	1	1	1	3
Электрослесарь	Обслуживание механизмов	1	1	1	3
Машинист	Обслуживание механизмов	1	1	–	2
	Всего:	12	12	11	35

Рис. 280. Планограмма организации работ в лаве — один цикл в сутки и график выходов

Строится планограмма (рис. 280) следующим образом. На горизонтальной оси наносят в определенном масштабе продолжительность цикла: при одном цикле в сутки — 24 часа. Для удобства дальнейших построений через нанесенные точки часов проводят тонкие вертикальные линии. Сутки разбивают на три 8-часовых периода (первый обычно с 8 до 16 час.; второй — с 16 до 24 час. и третий — с 24 до 8 час.) или четыре 6-часовых. За

начало отсчета времени на планограмме обычно принимают начало первой смены.

При работе в три смены между сменами обычно устраивается часовой перерыв, а в конце суток перерыв 4 часа, в течение которых производятся взрывные работы и могут выполняться различные вспомогательные операции.

На том же чертеже по вертикальной оси, слева наносят в произвольном масштабе длину забоя с делением, например, через 10 *м* и через точки деления проводят горизонтальные линии. Затем определяют продолжительность выполнения отдельных операций и в виде условных обозначений наносят их на *планограмму* в соответствующие периоды смен.

Таким образом, на планограмму могут быть нанесены все операции, входящие в цикл.

Продолжительность механизированных процессов устанавливается в соответствии с технической характеристикой машин и горногеологическими условиями, а ручных работ — в соответствии с возможностью размещения рабочих при обеспечении условий производства работы.

Продолжительность отдельных процессов должна проектироваться с некоторым небольшим резервом во времени с тем, чтобы незначительные задержки в их выполнении не нарушали всего хода работ в очистном забое.

Осмотр и ремонт аппаратуры и сети, требующие выключения энергии, должны производиться в перерывы между сменами.

График выходов рабочих составляют в соответствии с планограммой работ, исходя из смены рабочих на месте работ.

На графике распределение времени показывают так же, как и на планограмме. В горизонтальных строках слева указывают списки рабочих по профессиям, их число по сменам и общее число рабочих за цикл. Время их пребывания на работе изображают на графике толстыми горизонтальными линиями. Для наглядности график выходов обычно располагают под планограммой на одном чертеже.

Таблица технико-экономических показателей должна включать: характеристику горногеологических условий места работы, ширину вынимаемой полосы угля, добычу угля с одного цикла, суточный план добычи угля, способ управления кровлей, число рабочих по сменам и за сутки на работе, плановую производительность рабочих на выход, списочный штат рабочих и месячную производительность труда рабочего по лаве.

Для обеспечения нормальных условий труда в очистном забое необходима комплексная механизация всех производственных процессов, а график цикличности должен быть полностью увязан с работой всей шахты в целом в части вспомогательных процес-

сов: транспорта, проветривания, снабжения энергией, планово-предупредительного ремонта, доставки материалов и пр.

При комплексной механизации производственные бригады в лаве должны быть также комплексные, т. е. каждый рабочий очистного забоя должен уметь выполнять любую работу по выемке угля.

В качестве примера на рис. 280 приведен график, применявшийся в одной из лав шахты «Западная-Капитальная» треста Несветайантрацит в Донбассе. Выемка угля производилась комбайном «Донбасс-2». Уголь из очистного забоя доставлялся скребковым конвейером КС-1. В очистном пространстве устанавливали крепь МПК-1. Передвижка конвейера и крепи осуществлялась передвижчиками М-36.

В лаве работали две комплексные бригады: одна по комбайновой выемке угля, а другая по управлению кровлей. Каждая бригада была разбита на три звена соответственно числу смен. Бригадиры, возглавлявшие бригады, работали в одну из смен. Выемку угля комбайном производили в две смены. Звенья, производившие выемку угля, состояли из 6 чел. Обязанности между ними распределялись следующим образом: машинист-механик управлял комбайном, трое рабочих производили все операции по оформлению забоя вслед за комбайном и двое — бурили шпуры в нишах, выгружали уголь из них и крепили их. Третье звено, состоявшее из двух человек, перегоняло комбайн, подготовляло его к работе и наращивало скребковый конвейер, установленный в штреке.

Комплексная бригада по управлению кровлей также состояла из трех звеньев. Первые два звена по три человека каждое передвигали и устанавливали крепь МПК-1 и конвейер КС-1. Один рабочий в каждую смену управлял передвижчиком М-36. Из семи рабочих третьего звена двое передвигали ведущую головку конвейера КС-1 и спускали передвижчик, а пятеро производили подрывку породы в прилегающих штреках и возводили бутовые полосы.

Для контроля за выполнением графика цикличности и учета объемов выполненных работ должны вестись исполнительные графики по особой форме, которые состоят из следующих основных частей:

1) эскиза положения забоя, машины и конвейерной линии на начало каждой смены;

2) сведений о положении бутовых полос, костров и органной крепи;

3) сведений об объемах работ по наряду и выполненных за данную смену в лавах, в забоях подготовительных выработок и на общеучастковых работах;

4) сведений о числе рабочих в лаве, подготовительных забоях и на общеучастковых работах;

5) данных о причинах и длительности простоев.

Согласно Правилам безопасности каждая лава должна иметь утвержденный паспорт крепления и управления кровлей, с которым должны быть ознакомлены все рабочие лавы и технический персонал.

Паспорт крепления и управления кровлей составляется с учетом основных горногеологических и производственных особенностей данной лавы.

Паспорт крепления и управления кровлей должен содержать:

1) схемы положений забоя;

2) паспорт крепления;

3) график организации работ по лаве с детализацией работ по креплению и управлению кровлей;

4) таблицу основных показателей, принятых при составлении паспорта;

5) таблицу потребного количества крепежных материалов;

6) пояснительную записку.

К паспорту прикладываются схемы лавы в масштабе 1 : 500 или 1 : 100, на которых должны быть указаны: примыкающие к лаве штреки и положение вруба, конвейерной линии, породных полос и посадочной крепи. На схемах положений забоя даются размеры длины лавы и ширины целика или бутовой полосы над и под штреками.

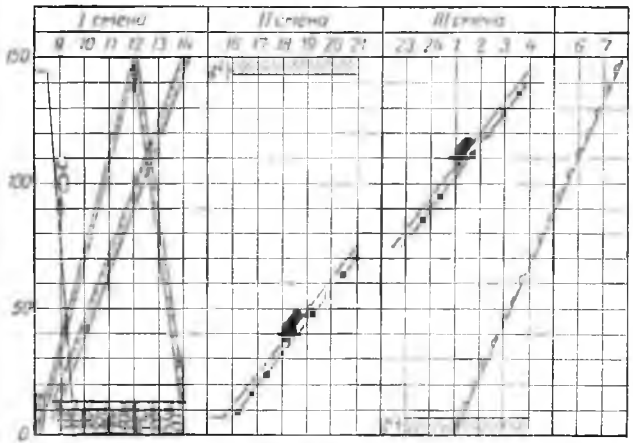
Паспорт крепления представляет подробные схемы наиболее характерных частей лавы с одним или двумя разрезами в масштабе 1 : 50 или 1 : 100. На паспорте и разрезах должны быть показаны тип и расположение призабойной посадочной и временной крепей при минимальной и максимальной ширине призабойного пространства и их основные размеры.

В качестве примера на рис. 281 и 282 соответственно приведены паспорта управления кровлей при работе комбайна «Донбасс» и узкозахватного комплекса ДУ-1.

§ 108. СКОРОСТЬ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Если известен график организации работ в очистном забое с определенным числом циклов в сутки, то можно определить и скорость подвигания забоя.

График организации работ



Условные обозначения

- Выемка угля комбайном
- Взрывание зарядов шпуров
- Спуск комбайна
- Выемка ниш
- Крепление и ограждение забоя
- Просадка лавы
- Перемонтаж конвейера
- Выкладка бутовой полосы
- Бурение шпуров
- Доставка крепежного леса
- Осмотр и ремонт оборудования

Основные показатели	Единица измерения	Значения
Мощность пласта (рабочая)	м	1,0
Производительность пласта	т/м²	1,3
Угол падения	град	15
Длина лавы	м	130
Способ выемки	Комбайн „Донбасс"	
Глубина захвата	м	1,6
Добыча с цикла	т	310
Способ управления кровлей	Полное обрушение	
Шаг обрушения	м	1,6
Тип режущей крепи	ОКУ	
Плотность режущей крепи на 1 пог. м лавы	штук	0,83
Плотность призабойной крепи на 1 м² вынимаемой площади	шт/м²	1,39
Тип верхняка	Металлический верхняк	

Тип, подтип, вариант паспорта	Потребное количество металлической крепи				Установленный процент непредвиденного расхода крепежного леса		Установленный процент повторного использования деревянных верхняк	Норма расхода крепежного леса, м³		
	Стоек типа СД.Т. шт.	Орган. стенок типа ОКУ, шт.	Металлических костров, шт.	Металлических верхняков типа М-31, шт.	на стойки	на верхняки		на цикл	На 1000 м² вынимаемой площади	На 1000 т очистной добычи
IV-1-1	670	106	—	670	10	10	0	0,70	2,92	2,25

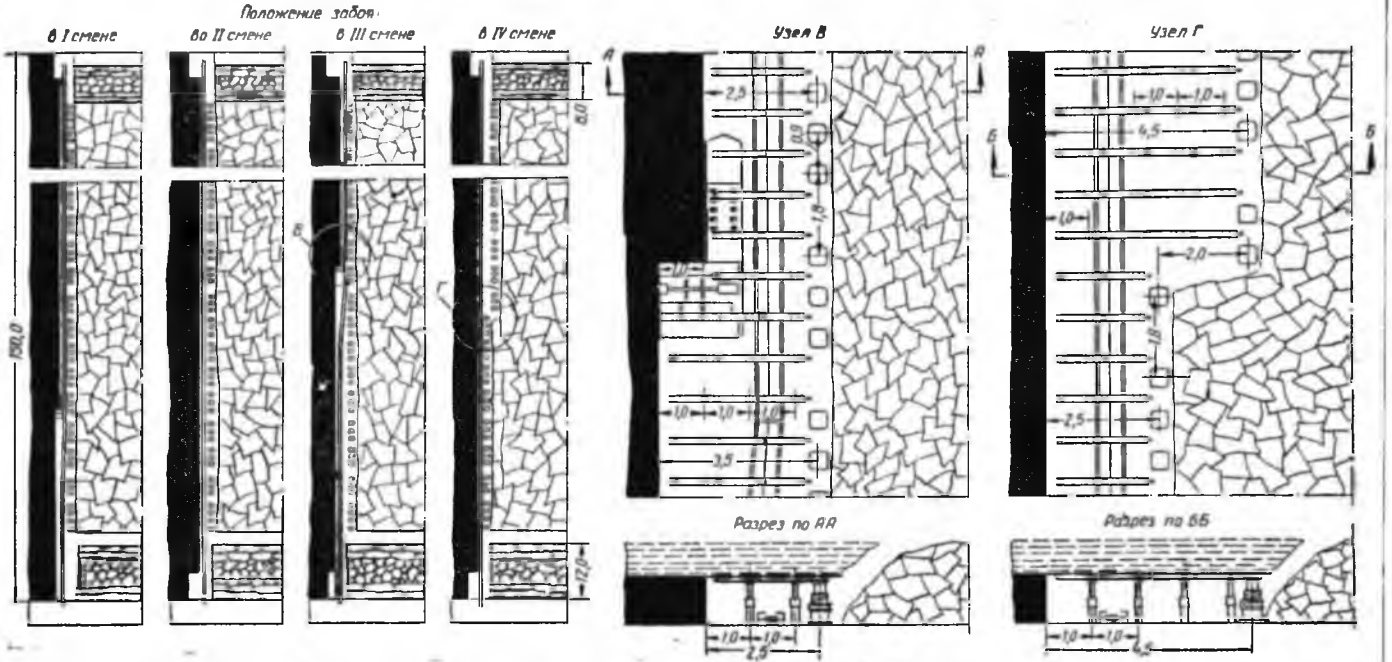
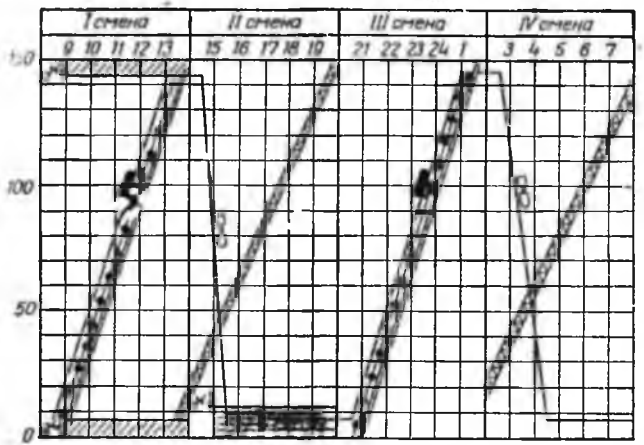


Рис. 281. Паспорт управления кровлей при работе комбайна «Донбасс»

График организации работ



Основные показатели	Единица измерения	Значения
Мощность пласта (рабочая)	м	1,0
Производительность очистного комбайна	т/м²	1,3
Угол падения	град.	15
Длина лавы	м	150
Способ выемки	Узкозахватный комбайн ДУ-1	
Глубина захвата	м	1,0
Добыча с цикла	т	200
Способ управления кровлей	Полное обрушение	
Шаг обрушения	м	2,0
Тип рядовой крепи	ОКУ	
Плотность рядовой крепи на 1 пог. м лавы	шт/м	0,83
Плотность призабойной крепи на 1м² вынимаемой площади	шт/м²	1,11
Тип верняка	Металлический верняк	

Условные обозначения:

- Выемка угля комбайном
- Спуск комбайна
- Крепление и оформление забоя
- Перенос конвейера
- Бурение шпуров
- Взрывание зарядов шпуров
- Выемка ниш
- Посадка лавы
- Выкладка бутовой полосы
- Осмотр и ремонт оборудования

Тип, подтип, вариант паспорта	Потребное количество металлической крепи				Установленный процент непредвиденного расхода крепежного леса		Установленный процент повторного использования деревянных верняков	Норма расхода крепежного леса, м³		
	Стоек типа СДТ, шт.	Органов стенок типа ОКУ, шт.	Металлических костров, шт.	Металлических верняков типа М-45, шт.	на стойки	на верняки		На цикл	На 1000м² вынимаемой площади	На 1000т очистной добычи
IV-1-2	670	106	—	670	10	10	0	0,37	2,45	1,88

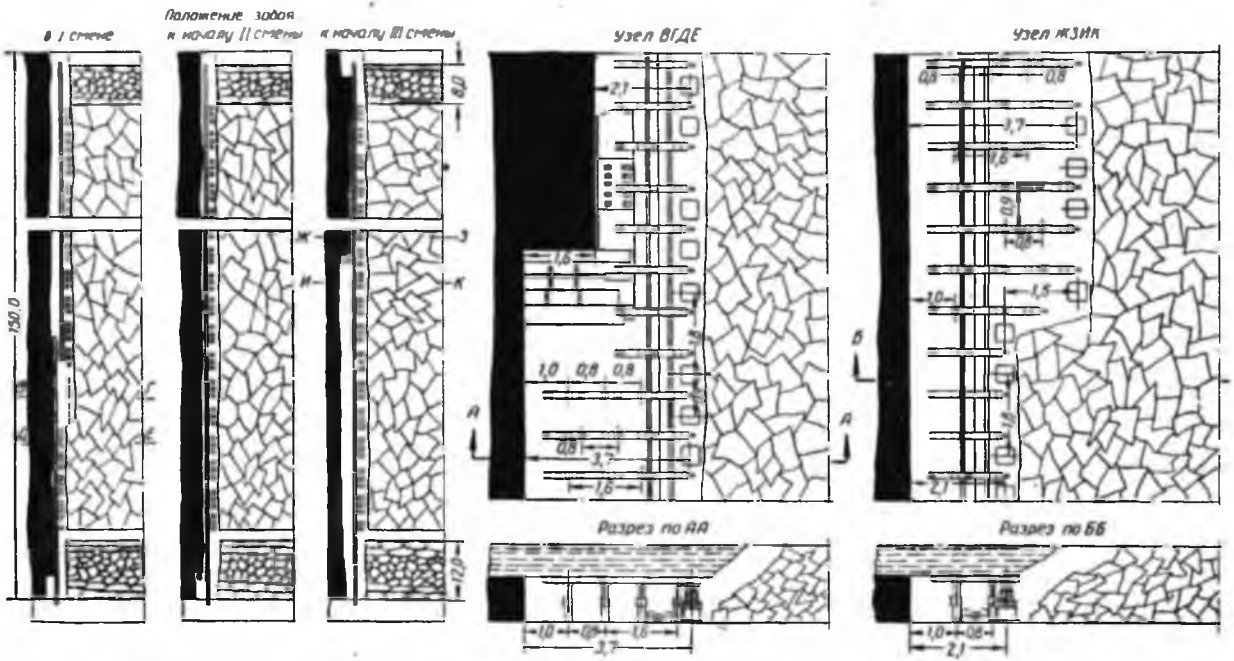


Рис. 282. Паспорт управления кровлей при работе узкозахватного комплекса ДУ-1

Пусть глубина вруба в данной лаве принята $l_ц$, число циклов в сутки $n_ц$ и число рабочих дней в году N. Тогда подвигание забоя в сутки составит

$$l_{сут} = l_ц n_ц, \ м, \tag{112}$$

а в год

$$L_{год} = l_ц n_ц N, \ м. \tag{113}$$

Подвигание забоя соответствовало бы этой величине, если бы в пласте не встречалось геологических нарушений и в течение всего года не происходило бы никаких нарушений в работе по графику цикличности.

Поэтому при подсчете скорости подвигания забоя за год вводят некоторый коэффициент η, учитывающий все возможные задержки. Обычно его можно принимать равным 0,80—0,75.

Таким образом, скорость подвигания забоя в год можно определить по формуле

$$L_{год} = l_ц n_ц N \eta, \ м. \tag{114}$$

Если в приведенную формулу подставить число рабочих дней в месяц $l_ц$, то получим скорость подвигания забоя в месяц.

По формуле (114) можно подсчитывать скорость подвигания как очистных, так и подготовительных забоев при расположении забоя по падению (подвигание забоя по простиранию).

В случае же расположения его диагонально суточное подвигание очистного забоя может быть определено из выражения

$$l_{сут} = \frac{l_ц n_ц}{\sin \gamma}, \ м, \tag{115}$$

где γ — угол, составляемый линией очистного забоя с откаточным штреком, град.; значение других букв прежнее.

Соответственно годовая скорость подвигания очистных забоев составит

$$L_{год} = \frac{l_ц n_ц N \eta}{\sin \gamma}, \ м. \tag{116}$$

§ 109. ДЛИННЫЕ СТОЛБЫ ПО ВОССТАНИЮ И ДИАГОНАЛЬНЫЕ СТОЛБЫ

При очень пологом залегании и пересечении пласта вскрывающей выработкой на нижележащих горизонтах для того, чтобы быстрее приступить к очистным работам длинные столбы можно нарезать и вынимать по восстанию, начиная с нижнего этажа. Такой системе разработки благоприятствует также направление кливажа по простиранию.

Систему разработки диагональными длинными столбами (рис. 283) применяют при разработке весьма пологих пластов (2—3°).

В этом случае можно найти такой угол β (рис. 284) между линией простирания и направлением диагонального штрека, при котором наклон последнего к горизонту уменьшится до $^1/_2$—1° (0,009—0,017). При этих условиях отпадает необходимость устраивать бремсберги, так как электровозная откатка может быть организована непосредственно до очистного забоя.

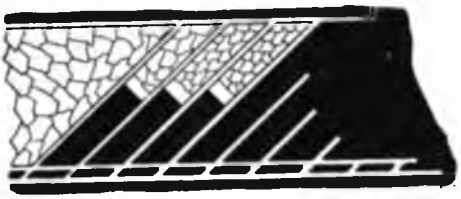


Рис. 283. Диагональные длинные столбы



Рис. 284. Схема взаимосвязи между углом наклона диагонального штрека γ, углом падения пласта α и углом β, который образует штрек с линией простирания

Из схемы, представленной на рис. 284, нетрудно установить зависимость между уклоном γ диагонального штрека, углом падения пласта α и углом β, который составляет диагональный штрек с линией простирания,

$$\sin\gamma = \sin\alpha \sin\beta. \qquad (117)$$

Вследствие малых значений угла γ для удобства пользования выражение (117) можно представить в виде

$$\operatorname{tg}\gamma = \sin\alpha \sin\beta. \qquad (118)$$

При разработке диагональными столбами не следует угол брать слишком острым, так как в этих случаях уголь в острых углах целика раздавливается и выработки в месте их сопряжения испытывают повышенное давление. Если же приходится брать его менее 50—60°, то рекомендуется острый угол целика на 3—4 *м* вынимать и заменять его бутовой, кирпичной или бетонной кладкой.

При более значительных углах падения, когда проведение диагональных штреков не может обеспечить применения электровозной откатки до забоя, диагональные столбы могут оказаться рациональными по другим факторам: полная конвейеризация транспорта, возможность применения нисходящей вентиляционой струи и др. На рис. 285 представлена одна из возмож-

ных схем диагональных столбов, предложенная С. М. Липковичем, позволяющая значительно увеличить нагрузку на один

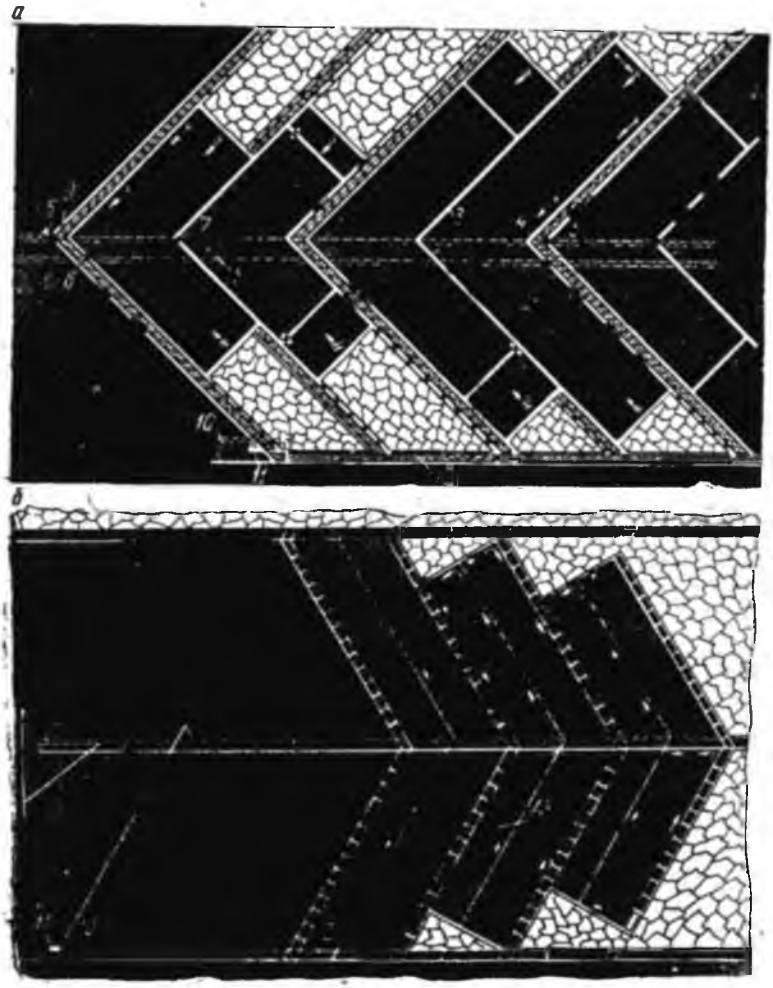


Рис. 285. Диагональные длинные столбы, отрабатываемые спаренными лавами, при этажной разработке шахтного поля:

а — при работе от ствола; *б* — при работе от границ шахтного поля; *1* — основной откаточный штрек; *2* — основной вентиляционный штрек; *3* — сборный штрек; *4* — вентиляционный штрек; *5* — вспомогательный гезенк; *6* — вентиляционный гезенк; *7* — углеспускной гезенк; *8* — заезд; *9* — дренажный уклон; *10* — водосборник; *11* — насосная камера; *12* — дренажный штрек; *13* — бортовой штрек

откаточный штрек за счет применения спаренных лав и возможности ввода любого числа выемочных полей. Столбы отрабатываются спаренными лавами от границ.

§ 110. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНОМ ЗАЛЕГАНИИ ПЛАСТОВ (ПОДМОСКОВНЫЙ БАССЕЙН)

Месторождения Подмосковного бассейна представляют собой пластообразные залежи, залегающие на глубине 50—150 *м* в основном горизонтально, но с более или менее значительной волнистостью в пределах уклонов 2—6°. Размеры отдельных залежей колеблются от нескольких сотен квадратных метров до 4—5 *км*². Мощность пластов в среднем равна 2—3 *м*, но иногда достигает 4—5 *м*. Пласты мощностью меньше 1 *м* обычно не разрабатывают. Максимальная вынимаемая мощность пласта 2,5—2,8 *м*. Лишь в последнее время начинают применять двухслойную выемку. Породы, вмещающие уголь, представлены обычно песками и глинами. Пески бывают сильно обводнены.

В кровле пласта непосредственно над ним или на расстоянии от него до 20 *м* залегают плывуны. Кроме того, в толще покрывающих пород обычно залегают один или два пласта известняка на различном расстоянии от пласта угля.

Для осушения пород кровли применяют забивные фильтры, представляющие собой скважины, пробуриваемые специальными станками и оборудованные простейшими фильтрами. Через эти фильтры вода из пород попадает в трубу, а из нее в выработку и отводится к насосной камере или к специальному отстойнику, в зависимости от количества в воде илистых частиц. *Забивные фильтры* обычно имеют диаметр 25—63 *мм* и располагают их на расстоянии 25—50 *м* один от другого. Длина их обычно не превышает 10—15 *м*.

Иногда, особенно для осушения трещиноватых пород, применяют *сквозные фильтры,* т. е. скважины, пробуренные с поверхности в горную выработку и оборудованные на участке водоносной породы фильтрами. Воду из водоносных пород по скважине можно также откачивать специальными насосами непосредственно на поверхность. Для осушения пород в почве пласта применяют забивные фильтры и *дренажные колодцы.*

Вследствие горизонтального залегания пласта понятие о простирании и падении утрачивает свой смысл. От ствола шахты в обе стороны проводят *главный откаточный и вентиляционный штреки* (рис. 286), соответствующие главным штрекам при разработке пологих пластов. От этих штреков проводят откаточные и вентиляционные штреки в перпендикулярном направлении, носящие название *панельных штреков* и соответствующие бремсбергам при пологом залегании. От панельных штреков перпендикулярно к ним проводят *выемочные штреки,* нарезающие па-

нели на длинные столбы и соответствующие промежуточным штрекам на пологом залегании.

Если выемка производится на каждый панельный штрек с обеих его сторон, то панели называют *двусторонними,* если

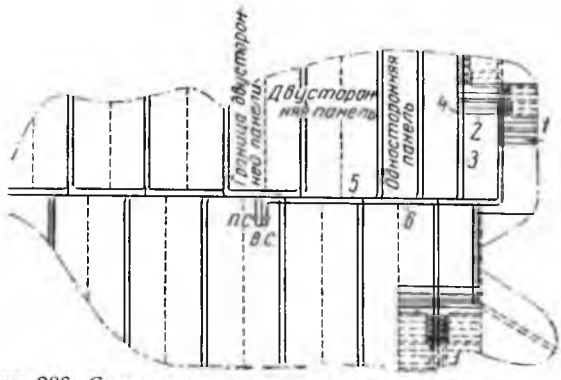


Рис. 286. Схема разработки шахтного поля в Подмосковном бассейне.

1 — выемочный столб; *2* — выемочный штрек; *3* — панельный откаточный штрек; *4* — панельный вентиляционный штрек; *5* — главный откаточный штрек; *6* — главный вентиляционный штрек

с одной стороны — *односторонними.* Граница двусторонних панелей проходит посредине между двумя панельными штреками. Выбор направления главных штреков и разбивку на панели производят исходя из условий обеспечения стока воды к шахте и по возможности нормальных уклонов для откатки.

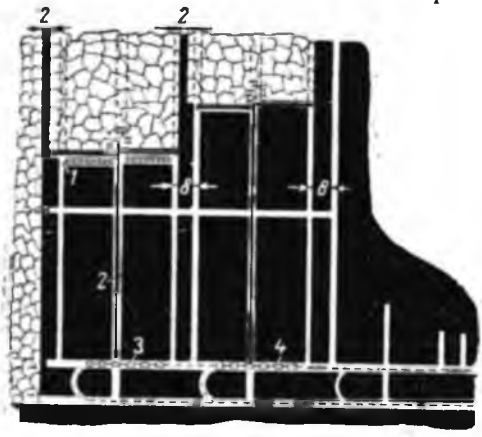


Рис. **287.** Система разработки длинными столбами со спаренными лавами:

1 — скребковый конвейер; *2* — ленточный конвейер; *3* — порожние вагонетки; *4* — груженые вагонетки

Шахтные поля в условиях Подмосковного бассейна можно отрабатывать в направлении от ствола к границам и в обратном направлении. По условиям поддержания штреков и опасности самовозгорания угля работы рационально вести в направлении от границ к стволу.

Однако это связано с увеличением сроков сдачи шахт в эксплуатацию. Поэтому часто принимают комбинированную схему отработки шахтного поля, при которой одно крыло

отрабатывают от ствола к границам шахтного поля, а остальную часть его — в обратном направлении.

Независимо от принятого порядка отработки шахтного поля, он должен быть увязан с осуществляемой схемой осушения. Должно соблюдаться и обратное положение, т. е. схему осушительных мероприятий следует принимать в соответствии с намечаемым порядком отработки шахтного поля.

Отработку длинных столбов можно производить независимо, т. е. каждый столб отрабатывать на свой индивидуальный выемочный штрек. Во многих же случаях длинные столбы вынимают спаренно (рис. 287), т. е. две соседние лавы работают поочередно, причем уголь выдается на один и тот же сборный конвейерный штрек. Штреки, ограничивающие столбы со стороны, противоположной *сборному штреку,* носят название *бортовых штреков.*

Опережение забоя одной лавы по отношению к другой обычно принимают равным 3—5 *м.*

Выемку угля в очистном забое до последнего времени производили либо без предварительной зарубки при помощи отбойных молотков или взрывных работ, либо с предварительной зарубкой при помощи врубовых машин и последующей отбойкой взрывными работами. В последнее время начали внедрять комбайны.

Отбитый уголь выдают из очистного забоя при помощи скребковых конвейеров, причем из обеих *спаренных лав* уголь грузится на один и тот же конвейер, установленный в сборном штреке. Для быстрого уменьшения длины конвейера по мере подвигания лав на сборном штреке устанавливают ленточный конвейер РТУ-30 и в конце его — скребковый конвейер СТР-30.

Длина каждой спаренной лавы обычно бывает не менее 50 *м.*

В то время, когда в одной из лав производят выемку угля, в другой ведут подготовительные работы и производят полное обрушение кровли, которое в Подмосковном бассейне носит местное название подвалки лавы. Посадка кровли производится через один, два, три цикла.

Управление кровлей в очистных забоях Подмосковного бассейна отличается большей сложностью, чем в других бассейнах, вследствие наличия в покрывающей толще рыхлых и иногда обводненных пород.

По характеру проявления горного давления непосредственную кровлю в Подмосковном бассейне принято делить в зависимости от соотношения и положения в составе покрывающих пород глины, песка и известняка на три типа: устойчивая, средней устойчивости и неустойчивая.

Устойчивой считают кровлю, допускающую обнажение без крепления шириной 1,5 *м* и длиной вдоль забоя до 5 *м* в течение 0,5—3 час.

Кровлей средней устойчивости считают такую, которая допускает обнажение без крепления шириной 1,5 *м* и длиной вдоль забоя до 3—4 *м* в течение 0,5—3 часа.

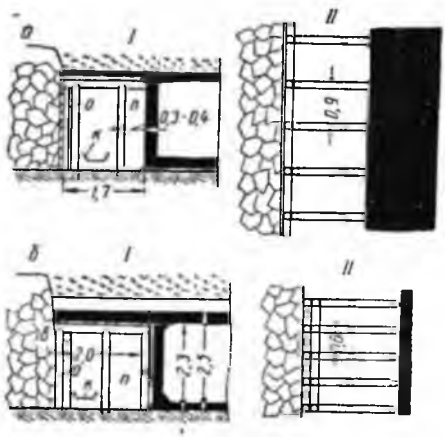


Рис. 288. Типы конвейерного ходка:

I — вертикальный разрез перпендикулярно забою; *II* — план; *а* — ходок одноразделный; *б* — ходок двухразделный; *о* — органка; *в* — прогон; *к* — конвейерный проход; *л* — проход для людей

Неустойчивой называют такую кровлю, которая допускает обнажение шириной 1 *м* и длиной вдоль забоя 2—3 *м* в течение 0,5—3 час. Наличие в непосредственной кровле неустойчивых пород вызывает необходимость оставлять защитные пачки угля мощностью 0,2—0,3 *м*.

В Подмосковном бассейне применяют в основном деревянную крепь. Призабойную крепь возводят путем установки деревянных стоек диаметром 14—22 *см*, подбиваемых под верхняки. В качестве верхняков применяют круглый лес, распилы длиной 1,5—2,8 *м* или горбыли стандартной длины 2 *м*. Под верхняк подбивают две-три стойки.

Призабойную крепь располагают параллельно или перпендикулярно забою. Иногда применяют смешанную крепь, представляющую комбинацию двух первых типов. Призабойная крепь, устанавливаемая перпендикулярно забою, более универсальна и обеспечивает большую производительность труда.

Перед посадкой кровли вдоль забоя оборудуют ходок для установки конвейера и прохода людей (рис. 288). Такой ходок представляет собой усиленно закрепленный параллельно забою пролет лавы, сохраняемый при посадке. Ходки крепят рамами, устанавливаемыми перпендикулярно забою на расстоянии 0,3—1 *м* одна от другой. Кроме того, ходок включает органную крепь и является, таким образом, специальной крепью при посадке кровли.

При неустойчивой кровле рамы ходка связывают при помощи прогонов, устанавливаемых под специальные стойки вдоль ходка со стороны обрушения.

В настоящее время разрабатывают и внедряют новые типы металлической крепи, в частности щитовую и М-81.

На рис. 289 представлена щитовая крепь оградительно-поддерживающего типа — «Мосбасс-2», прошедшая в 1958 г. испытания на шахте № 67 треста Калининуголь.

Щитовая крепь «Мосбасс-2» обеспечивает механизацию крепления очистного пространства, управление кровлей и безраз

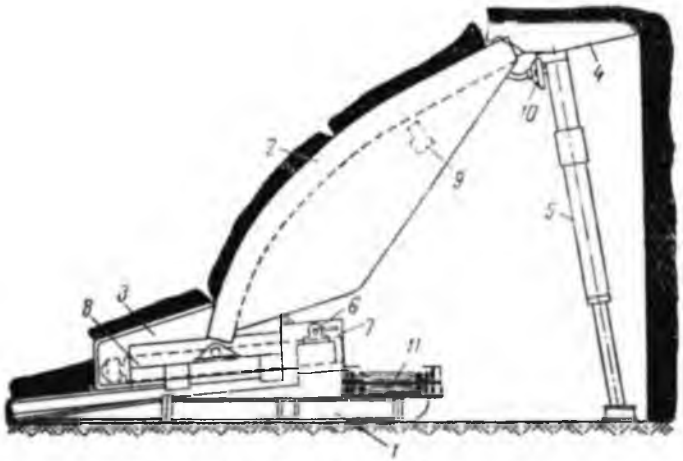


Рис. 289. Общий вид щита «Мосбасс-2»

борную передвижку призабойного конвейера при вынимаемой мощности пласта 1,8—2,6 *м* и легко обрушающейся кровле, а также безопасность работ и почти полное исключение расхода крепежных материалов.

Крепь «Мосбасс-2» состоит из отдельных шарнирно соединенных секций шириной 0,8 *м*, число которых определяется длиной очистного забоя. Каждая секция щитовой крепи состоит из следующих основных узлов (см. рис. 289): основания *1*, перекрытия *2*, шарнирно закрепленного на каретке *3*, козырька *4*, гидравлической стойки *5*, гидрораспределителя *6* с кожухом *7* и гидродомкрата *8*. Каждая секция крепи снабжена кнопочным пультом управления *9* и запорным краном у гидравлической стойки *10*.

На основании *1* смонтирован скребковый конвейер КС-2 *11*.

Передвижка крепи заключается в чередовании операций по выдвиганию перекрытий с козырьками и перестановке гидравлических стоек с одновременной передвижкой всех оснований.

Перекрытия с козырьками выдвигаются при помощи гидродомкратов путем нажатия кнопки пульта управления и пово

рота ручки гидрораспределителя. При этом домкрат, сокращаясь по длине, подтягивает к забою каретку с перекрытием и козырьком на шаг, равный 1 *м*. При перестановке гидравлической стойки под козырек устанавливается временная стойка.

Передвижка оснований щита производится одновременно всеми гидродомкратами путем соответствующего поворота рукояток гидрораспределителей. Под давлением масла гидродомкраты, опираясь через перекрытия на обрушившиеся породы,

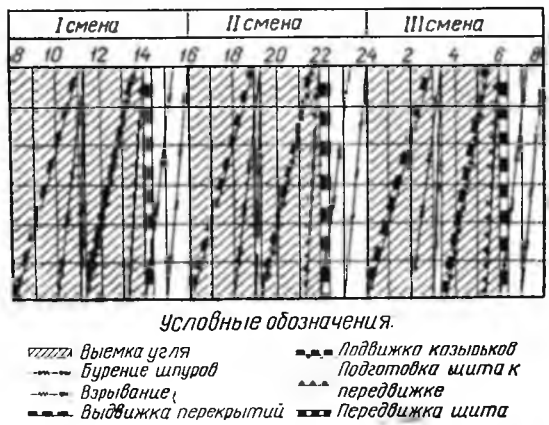


Рис. 290. Планограмма при работе щитом «Мосбасс-2»

раздвигаются и выдвигают основание щита со смонтированным на нем конвейером на шаг передвижки. Время на передвижку основания щита при испытании его составляло 15—20 мин.

При испытаниях крепи «Мосбасс-2» на шахте № 67 отбойка угля производилась буровзрывным способом, погрузка — вручную.

Планограмма, примененная при испытании крепи «Мосбасс-2», приведена на рис. 290. Среднесуточная добыча из одинарной лавы длиной 56 *м* превысила 600 *т*, производительность труда рабочих повысилась почти в два раза, а участковая себестоимость угля снизилась в 1,8 раза по сравнению с участками, работающими с обычной деревянной крепью.

24 января 1959 г. из одинарной лавы со щитом «Мосбасс-2» было добыто 2017 *т*. В настоящее время проходит испытание усовершенствованный щит «Мосбасс-3».

Крепь М-81 — оградительно-поддерживающего типа; она представляет собой сплошное металлическое перекрытие, состоя-

щее из отдельных секций шириной 800 *мм*, которые соединяются между собой шпунтовым замком. Поддерживающие элементы секции распираются в кровлю двумя рядами гидравлических стоек, опирающимися на пяты, которые препятствуют вдавливанию стоек в почву.

Механизированная крепь М-81 предназначена для работы в комплексе с узкозахватным комбайном челнокового действия

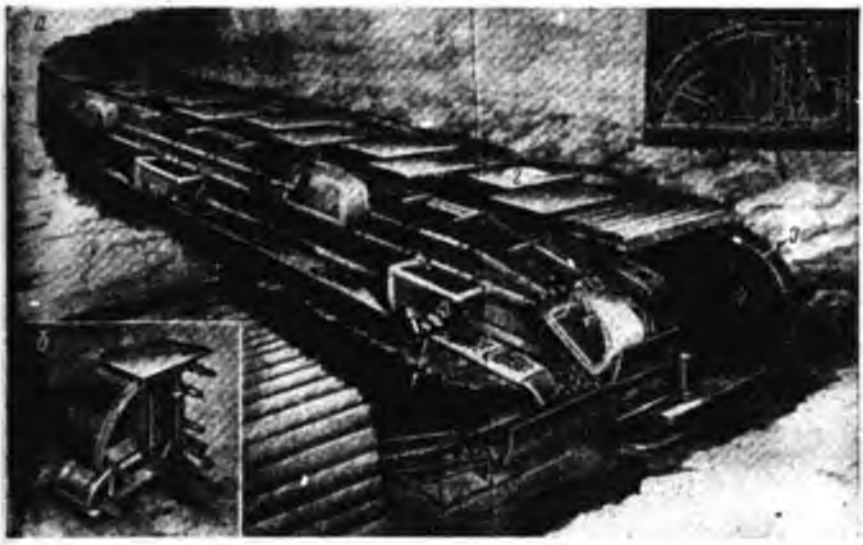


Рис. 291. Агрегат А-3:

а — общий вид; *б* — вид сзади секции передвижной крепи

на пластах мощностью 1,6—2,4 *м* с изгибающимся конвейером КС-9. Передвижка конвейера осуществляется гидравлическими домкратами, расположенными на почве.

Для механизации выемки угля на шахтах Подмосковного бассейна применяли комбайны ВОМ-53м. В настоящее время внедряют комбайны «Донбасс» и испытывают комбайн К-14 (см. § 18). Кроме того, для условий шахт Подмосковного бассейна создан агрегат А-3 (рис. 291), основанный, подобно агрегату А-2, на применении струга, снимающего стружку глубиной 100 *мм*.

Агрегат А-3 предназначен для работы в коротких лавах на пластах мощностью 1,5—3 *м* при слабых боковых породах. Резцы струга *1* расположены на ковшах, укрепленных вдоль всей лавы на тяговой цепи.

Поддержание и посадка кровли осуществляются при помощи механизированной крепи, состоящей из гидравлических стоек и прочных перекрытий *2*. Специальное дугообразное устройство *3* ограждает рабочее пространство со стороны выработанного пространства.

При выемке угля комбайном столбы принимают одинарными длиной 80—100 *м*.

Штреки в Подмосковном бассейне проводят обычно без подрывки боковых пород. В тех случаях, когда мощность пласта недостаточна, подрывают почву.

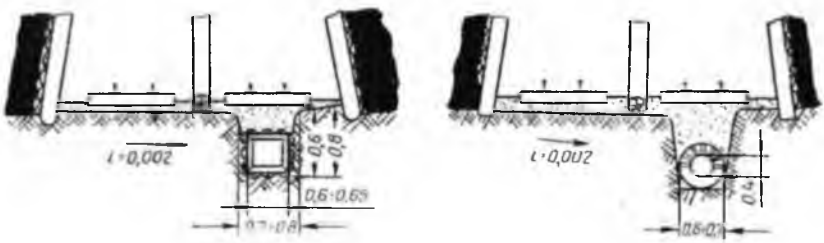


Рис. 292. Дренажные канавки

Вследствие залегания в почве пласта водоносных пород для осушения их в подошве штреков устраивают дренажные канавки (рис. 292). Для механизации их проходки создана дренажная машина ДМ-1.

Для предохранения сборных конвейерных штреков от деформаций во время посадки кровли в лавах их закрепляют дополнительной усиленной крепью на протяжении не менее 15 *м* от места их сопряжения с действующими лавами.

У главных штреков со стороны выработанного пространства и между ними оставляют целики шириной 40—50 *м*.

Для устранения возможности возникновения подземных пожаров вследствие раздавливания целиков сопряжение отдельных выработок должно производиться под углом не менее 60°. В случае же необходимости сопрягать выработки под меньшим углом уголь в остром углу между такими выработками должен выниматься на глубину не менее 3 *м*, а образовавшееся выработанное пространство необходимо заполнять огнестойким материалом: бутовым камнем, кирпичом, бетоном.

§ 111. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ КОРОТКИМИ СТОЛБАМИ

Систему разработки короткими столбами (рис. 293) в настоящее время применяют редко, главным образом при выемке целиков и в исключительных случаях при разработке пологих и

наклонных пластов, залегающих в особо слабых и легко обрушающихся породах, которые не допускают значительного обнажения кровли в очистном пространстве.

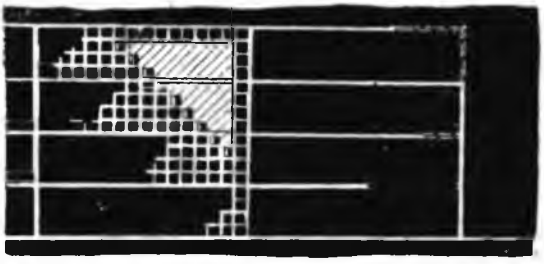


Рис. 293. Система разработки короткими столбами, вынимаемыми на задний бремсберг

Сначала подготовительные работы ведут так же, как при системе разработки длинными столбами. После проведения штреков и бремсбергов каждый подэтаж нарезается проводимыми без подрывки породы печами и просеками на короткие столбы. Размер этих столбов от 8×8 до 20×20 *м* — в зависимости от устойчивости кровли.

Выемку коротких столбов после их нарезки начинают с верхнего подэтажа, а в этом последнем — с верхнего столба (рис. 294). Каждый короткий столб отрабатывают независимо от других.

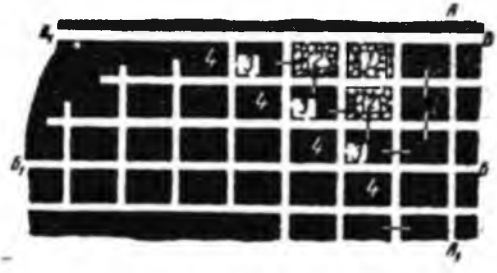


Рис. 294. Последовательность выемки отдельных коротких столбов:
AA_1 — бремсберг; $ББ_1$ и $ВВ_1$ — штреки; *1, 2, 3* и *4* последовательность выемки коротких столбов

Большое количество подготовительных и нарезных выработок делает систему разработки короткими столбами нерациональной. Она неприменима в газовых шахтах, так как при этой системе имеется значительное число тупиковых забоев (забои печей и просеков), в которых возможно скопление метана. Кроме того, при коротких столбах очень сложно обеспечить комплексную механизацию работ.

Систему разработки короткими столбами можно применять и в несколько другом виде. При хорошо налаженном проветривании печи, разрезающие длинные столбы на короткие, удается проводить без просеков. В таких случаях нарезанные столбы вынимают небольшими заходками в обе стороны от каждой печи.

Преимущество такого ведения работ по сравнению с собственно короткими столбами заключается в меньшем количестве второстепенных подготовительных выработок (отсутствуют просеки).

СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

§ 112. СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПРИ ПОЛОГИХ ПЛАСТАХ

На рис. 265 приведена сплошная система разработки с разделением этажа на два подэтажа, забой нижележащего подэтажа опережает забой вышележащего на 20—30 *м*. В этом случае обеспечивается лучшее проветривание очистного забоя и сток воды (при ее наличии) через выработанное пространство, а не вдоль забоя.

Высоту подэтажа (длину лавы) выбирают исходя из тех же соображений, что и при системе разработки длинными столбами.

При разработке пластов весьма тонких и тонких наклонную высоту подэтажей чаще всего принимают от 100 до 150 *м*. В отдельных случаях она может быть сокращена или увеличена в зависимости от местных геологических условий и принятой организации работ.

При схеме сплошной системы разработки, представленной на рис. 265, откаточный штрек *Аа* проводится широким забоем, опережая очистной забой на 50—60 *м*, верхний вентиляционный штрек *Бб* образуется путем подрывки кровли (или почвы) пласта в верхнем углу забоя верхнего подэтажа. Промежуточные штреки получаются путем подрывки породы в верхнем углу лавы нижележащего подэтажа. Так, например, для образования промежуточного штрека *Дд*, обслуживающего верхний подэтаж, породу подрывают в верхнем углу лавы первого подэтажа (в точке *д*) ежесуточно вслед за подвиганием очистного забоя.

По мере подвигания очистных забоев длина промежуточных штреков увеличивается, вследствие чего возрастает стоимость их поддержания и расход по доставке груза по ним из очистных забоев до бремсберга. Поэтому при некотором расстоянии забоя от бремсберга оказывается выгодным пройти новый бремсберг *ДГ*, а промежуточные штреки между бремсбергами погасить, т. е. прекратить их поддержание, убрав находящееся в них оборудование.

Расстояние между двумя бремсбергами обычно принимают 200—300 *м* и более.

На рис. 295 приведена сплошная система разработки с оставлением над откаточным и под вентиляционным штреками целиков угля.

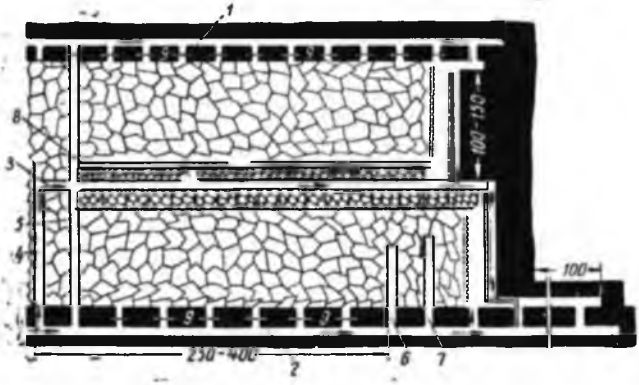


Рис. 295. Сплошная система разработки с оставлением около главных штреков целиков угля:

1 — вентиляционный штрек; *2* — откаточный штрек; *3* — промежуточный штрек; *4* — действующий бремсберг; *5* — ходок; *6* — новый бремсберг в проходке; *7* — новый ходок в проходке; *8* — бутовый штрек; *9* — надштрековые и подштрековые целики

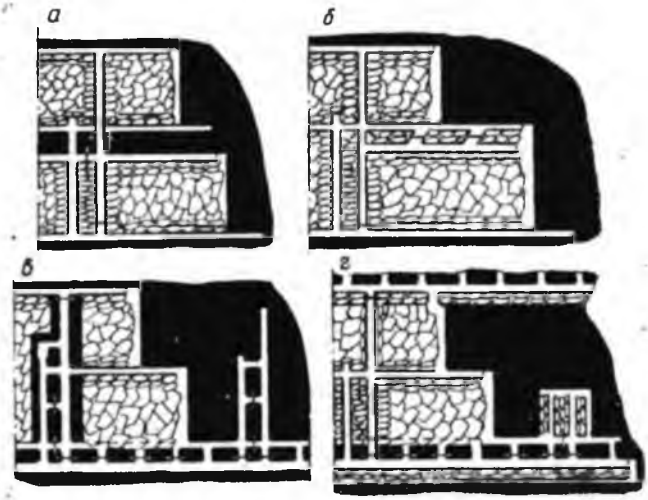


Рис. 296. Варианты сплошной системы разработки с разделением этажа на подэтажи:

а — с разделением подэтажей целиком угля при обособленном проветривании; *б* — то же, но с разделением подэтажей породными полосами; *в* — с проведением бремсберга впереди очистного забоя узким ходом; *г* — то же, но с проведением бремсберга широким забоем

В случае разделения этажа на подэтажи последовательное проветривание всех подэтажей общей струей воздуха, поступившей с откаточного штрека, в шахтах, опасных по газу или пыли, не разрешается, как и при длинных столбах (см. § 104). При необходимости независимого проветривания каждой лавы подэтажи разделяют целиком угля шириной 10—30 *м* или породной полосой (рис. 296, *а* и *б*).

Как видно из схемы рис. 265, промежуточный штрек и бремсберг с ходком находятся в выработанном пространстве. При недостаточно устойчивых породах это связано с известными затруднениями в процессе проведения выработок и большими затратами на поддержание их. В таких случаях бывает выгоднее проводить бремсберг узким или широким забоем впереди очистных работ в целике угля (рис. 296, *в* и *г*). Забой основного штрека должен настолько опережать очистные забои, чтобы к тому моменту, когда очистные работы нижнего подэтажа предыдущего бремсбергового поля дойдут до границы последнего, новый бремсберг был проведен на высоту всего этажа.

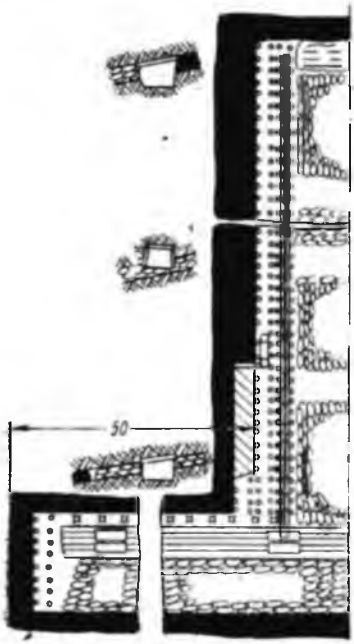


Рис. 297. Сплошная система разработки лава-этаж

Если необходимо увеличить производительность шахты, не изменяя высоты этажа, то выемку пласта производят от каждого такого бремсберга в обе стороны одновременно. В этом случае суммарная линия забоев получается в 2 раза больше, чем при разработке по схеме, представленной на рис. 296, *в* и *г*. Сплошную систему разработки с двусторонними бремсбергами применяют редко.

При описанных выше схемах сплошной системы разработки этаж разбивают на подэтажи. При мощности пластов более 0,8 *м* возможна выемка угля без разделения этажа на подэтажи. В таком случае этаж разрабатывают одной лавой длиной не менее 150 *м* и систему разработки сокращенно называют *лава-этаж* (рис. 297).

Для этой системы разработки характерны сплошной забой от

основного откаточного штрека до вентиляционного и отсутствие промежуточных штреков и бремсбергов.

При системе разработки лавой-этажом проветривание отличается большой простотой: воздушная струя, поступающая по откаточному штреку, направляется в очистной забой и, омыв его, выходит на вентиляционный штрек. Проветривание забоя откаточного штрека, опережающего очистной забой на 50 *м*, обычно не представляет затруднений. Необходимо только соблюдение Правил безопасности: скорость вентиляционной струи в очистном пространстве не должна превышать 4 *м/сек*, а содержание метана в исходящей струе не должно быть более 1%.

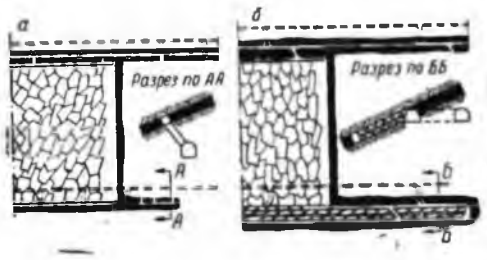


Рис. 298. Схема отработки этажа лавой-этажом через полевой штрек

При слабых породах, когда приходится перекреплять штрек много раз, при пучащих породах и углях, склонных к самовозгоранию, обычно переходят на отработку этажей через полевые штреки, которые сбивают со штреками, проводимыми по пласту, гезенками (рис. 298, *а*) или квершлагами (рис. 298, *б*).

В рассмотренных схемах сплошной системы разработки очистной забой подвигается в направлении простирания пласта, поэтому эту систему обычно называют сплошной системой разработки по простиранию.

Если кливаж угля расположен диагонально к простиранию пласта, то для облегчения отбойки угля иногда очистной забой также располагают диагонально. В этом случае система разработки называется сплошной системой разработки по простиранию с диагональным забоем.

Иногда диагональное расположение очистных забоев вызывается не стремлением расположения их по кливажу угля, а желанием расположить забой под углом к кливажным трещинам в кровле пласта. При механизированных очистных работах, когда облегчение отбойки угля вследствие расположения забоя по кливажу имеет второстепенное значение, диагональное расположение забоев применяют сравнительно редко.

§ 113. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ И ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СПЛОШНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

Основной откаточный штрек проводят широким или узким забоем одним из описанных выше способов.

Проведение вентиляционного штрека сводится лишь к под-

рывке породы, уборке ее в нижнюю раскоску (в выработанное пространство) и креплению. Организация работ в этом случае проще, чем при проведении основного откаточного штрека, так как добытый при проведении вентиляционного штрека уголь спускается на основной штрек вдоль очистного забоя.

Промежуточные штреки образуются путем подрывки породы в верхнем углу нижележащего подэтажа на расстоянии 3—4 *м* от очистного забоя; подорванную породу убирают в нижнюю раскоску. Для поддержания промежуточных штреков по мере подвигания очистных забоев над штреками выкладывают породные полосы.

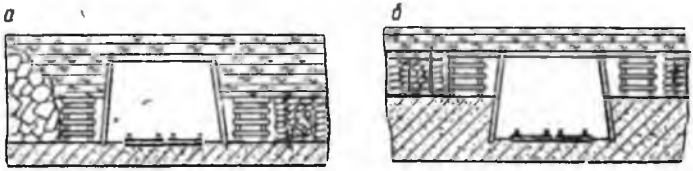


Рис. 299. Проведение бремсбергов в выработанном пространстве

Значительно реже вместо выкладки полос из породы над откаточным и под вентиляционным штреками оставляют предохранительные целики угля (см. рис. 295); на эту меру следует идти в самых исключительных случаях и при углях несамовозгорающихся.

Для получения породы, необходимой для выкладки породных полос над штреками, проводят бутовые штреки в вышележащем подэтаже.

Бремсберг и ходок при проведении в целике угля впереди очистного забоя проводят узким или широким забоем.

При проведении бремсбергов в выработанном пространстве поступают следующим образом. Когда очистные забои продвинутся от действующего бремсберга на такое расстояние, что становится выгодным провести новый бремсберг в выработанном пространстве, в намеченном для бремсберга месте, разбирают породу от закладки или обрушения (в зависимости от способа управления кровлей) и подрывают кровлю или почву; образующуюся таким образом восстающую выработку закрепляют крепежными рамами. Породу от проведения бремсберга в этом случае размещают в выработанном пространстве, если оно не слишком зажато, либо выдают на поверхность.

Для большей безопасности и удобства работы в том месте очистного пространства, где в дальнейшем будет проводиться бремсберг с ходком, прокладывают три-четыре ряда костров, которые предохраняют кровлю от обрушения (рис. 299, *а*).

Для увеличения безопасности работ кровлю пласта в месте будущего бремсберга во время прокладки костров подкрепляют верхняками (рис. 299, *б*), концы которых опираются на костры. При таком способе работ при проведении бремсберга подрывается почва и ранее установленные верхняки подкрепляют стойками.

При проведении бремсберга в выработанном, но не обрушенном пространстве временно останавливают работы лавы. Для сокращения времени по подрывке породы последнюю производят одновременно в большом числе точек участками по 10 *м* каждый. Работу ведут на всех участках одновременно, что позволяет значительно ускорить проведение бремсберга.

Очистные работы при сплошной системе разработки и организация работ в очистном пространстве не отличаются от таковых при разработке пластов длинными столбами (см. § 106 и 107).

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 114. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ПАРНЫМИ ШТРЕКАМИ

При разработке пластовых месторождений применяют, кроме перечисленных выше, так называемые комбинированные системы разработки, представляющие собой комбинации двух систем. Наибольшее распространение из них получила система *парных штреков* (см. рис. 266).

При этой системе разработки этаж разбивают на подэтажи и четные из них разрабатывают сплошной системой в направлении от бремсберга к границе бремсбергового поля (см. рис. 266, *а*). Когда очистные забои дойдут до этой границы, проводят рассечные печи в нечетных подэтажах, и последние отрабатывают, как длинные столбы, в обратном направлении, т. е. от границ бремсбергового поля к бремсбергу (см. рис. 266, *б*).

Нечетные подэтажи вынимают с закладкой выработанного пространства пустой породой, получающейся от подрывки штреков. В четных же подэтажах производят обрушение кровли. Систему разработки парными штреками применяют на весьма пологих пластах мощностью до 0,7 *м*, когда размещение породы от подрывки нижележащих подэтажных штреков в выработанном пространстве вверх по восстанию не вызывает затруднений.

В период выемки подэтажей от бремсберга к границам участка возникают затруднения, характерные для сплошной системы разработки. У откаточных и вентиляционных штреков с одной стороны находятся целики, а с другой — выработанное пространство, что обычно создает неблагоприятные условия для поддержания выработок. Срок отработки этажа при парных штреках увеличивается. Кроме того, отработка на один штрек

только одной лавы при тонких пластах создает менее благоприятные условия для подземного транспорта.

Указанные недостатки ограничивают область применения системы разработки парными штреками, хотя на шахтах треста Несветайантрацит в Донбассе она получила распространение при разработке маломощных пластов.

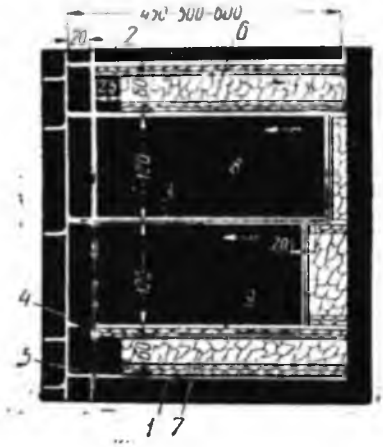


Рис. 300. Комбинированная система разработки, применяемая в Донбассе в Несветаевском районе:

1 — откаточный штрек; *2* — вентиляционный штрек; *3* — сборный конвейерный штрек; *4* — бремсберг; *5* — ходок; *6* — дренажная лава № 1; *7* — дренажная лава № 2; *8* — спаренная лава № 3; *9* — спаренная лава № 4

Достоинством системы разработки парными штреками является то, что она легко позволяет осуществить обособленное проветривание отдельных подэтажей без проведения дополнительных штреков. Кроме того, ее можно применять при необходимости предварительного осушения участка (рис. 300).

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ КРУТЫХ ПЛАСТОВ

§ 115. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Тонкие и средней мощности крутые пласты, так же как и пологие, могут разрабатываться столбовой (рис. 301) и сплошной (рис. 302) системами.

Особенностью разработки крутых пластов является то, что отбиваемые куски угля не остаются на месте, как при пологом падении, а скатываются вниз.

Поэтому в тех случаях, когда способ выемки угля вызывает необходимость размещения вдоль забоя нескольких рабочих, применяют *потолкоуступный забой,* при котором каждый рабочий, находящийся ниже, защищается от скатывающегося угля *перекрышей* отступающего вышерасположенного уступа (рис. 302).

Наклонная высота этажа при крутом падении обычно не



Рис. 301. Система разработки длинными столбами с потолкоуступным забоем

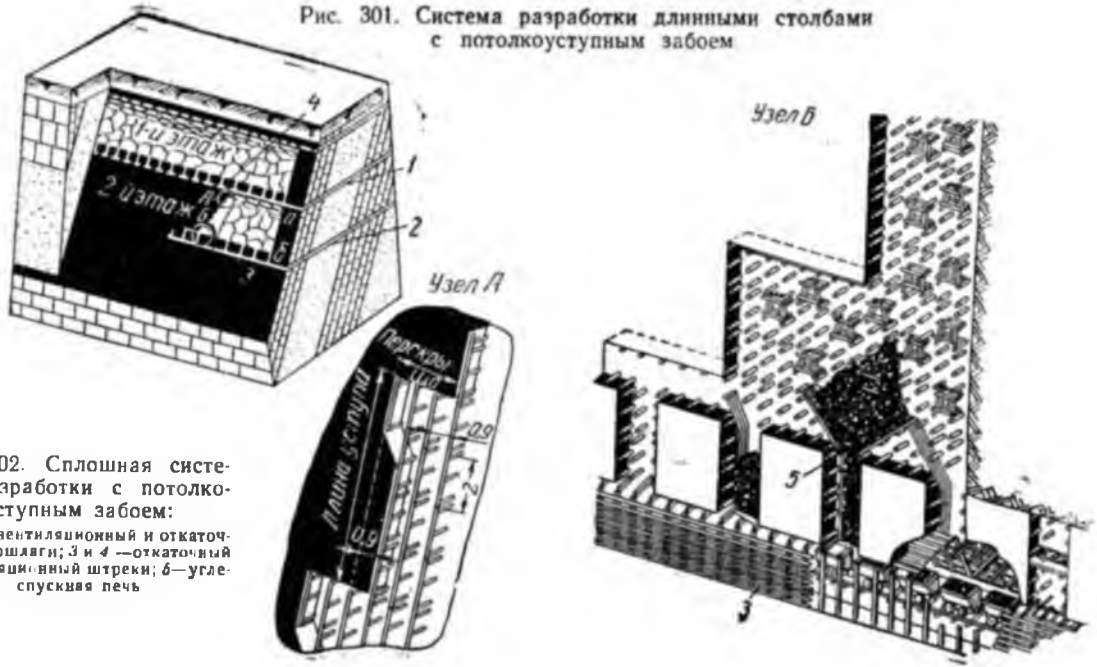


Рис. 302. Сплошная система разработки с потолкоуступным забоем:

1 и *2* — вентиляционный и откаточный квершлаги; *3* и *4* — откаточный и вентиляционный штреки; *5* — углеспускная печь

превышает 120—150 *м*. В этих условиях пласты мощностью до 1,3 *м* разрабатывают без разделения этажа на подэтажи.

При пластах большей мощности при неблагоприятных горно-геологических условиях этаж может делиться на 2—3 подэтажа.

В случае разработки пластов без разделения на подэтажи применяют сплошную систему разработки, при разделении на подэтажи — длинные столбы.

При применении длинных столбов подготовку выемочных полей производят так же, как и при разработке пологих пластов. Вместо бремсбергов проводят скаты. Так как поддержание промежуточных штреков при крутом падении пластов обычно обходится дороже, чем при пологом, расстояние между скатами принимают меньше, чем между бремсбергами, обычно в пределах 200—300 *м*.

Работы, как правило, ведут на передний скат. Над откаточным и под вентиляционным штреками для поддержания последних оставляют целики. Иногда целики под вентиляционными штреками заменяют породными полосами. Поддержание откаточных и вентиляционных штреков при крутом падении пластов также труднее, чем при пологом, и обходится дороже. Поэтому обычно работают с применением групповых штреков, полевых или проводимых по нижнему пласту с устойчивыми боковыми породами. С этими штреками штреки, проводимые по отдельным рабочим пластам, сбивают *участковыми* (промежуточными) *квершлагами.*

При применении групповых штреков откатку угля производят на *передние квершлаги,* т. е. расположенные впереди очистного забоя, а штреки, проводимые по пластам (откаточные и вентиляционные), по мере подвигания забоя погашают.

Расстояние между участковыми квершлагами зависит от стоимости поддержания штреков и проведения участковых квершлагов.

Это расстояние X_0 может быть определено по формуле

$$X_0 = \sqrt{\frac{k}{\frac{\sum r}{2L} + q_{шт} h \sum pc}}, \ м, \qquad (119)$$

где k — стоимость проведения 1 *пог. м* квершлага, руб.;

$\sum r$ — суммарная стоимость в год поддержания 1 *пог. м* всех погашаемых штреков, руб.;

L — скорость подвигания очистных забоев в год, *м*;

$q_{шт}$ — стоимость транспортировки по откаточному штреку, *руб/тм*;

h — высота этажа, *м*;

Σp — суммарная производительность пластов, штреки которых погашаются, $т/м^2$;
c — коэффициент извлечения.

При сплошной системе разработки для сокращения стоимости поддержания штреков также работают на передний квершлаг. В этом случае откаточный штрек должен опережать очистной забой на соответствующую длину, как и при пологом падении пластов (см. рис. 298).

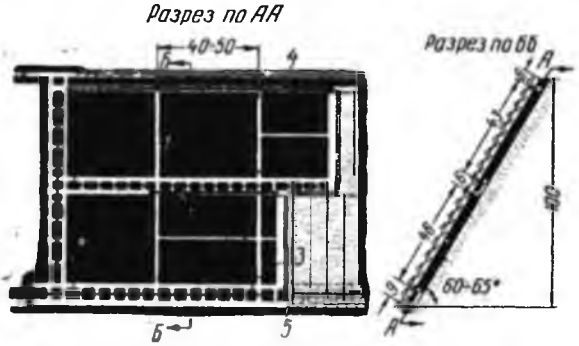


Рис. 303. Длинные столбы по простиранию с разделением этажа на подэтажи и опережением работ в нижележащем подэтаже:

1 — вентиляционная печь; *2* — подэтажный штрек; *3* — очистной забой; *4* — вентиляционный штрек; *5* — углеспускная печь в заложенном пространстве

Разработка крутых пластов длинными столбами по простиранию более универсальна. Ее можно применять при мощности пластов до 4,5 *м*.

Опережение вышележащим подэтажом нижележащего устанавливают опытным путем и принимают не менее двойного шага обрушения (посадки) основной кровли.

В Кузбассе крутые пласты мощностью 2,5—4 *м* в ряде случаев (при наличии потушенных подземных пожаров на верхнем горизонте разрабатываемого или вышележащего пласта, под ответственными сооружениями) разрабатывают длинными столбами по простиранию с самотечной закладкой выработанного пространства. При этом в целях снижения потерь угля отрабатывают пласт в пределах выемочного поля с разделением этажа на два или на три подэтажа, с опережением нижележащих подэтажей (рис. 303) и погашением надштрековых целиков.

Подготовка выработанного пространства к закладке заключается в установке вдоль забоя органной крепи и обшивке ее со стороны выработанного пространства досками или металличе-

ской сеткой. Закладочный материал можно подавать в выработанное пространство нижней лавы по печи *1* и по подэтажному штреку *2*. После того как забой лавы нижнего подэтажа *3* продвинется на расстояние, равное трем-четырем шагам закладки (24—30 *м*), начинают отработку верхнего подэтажа; одновре-

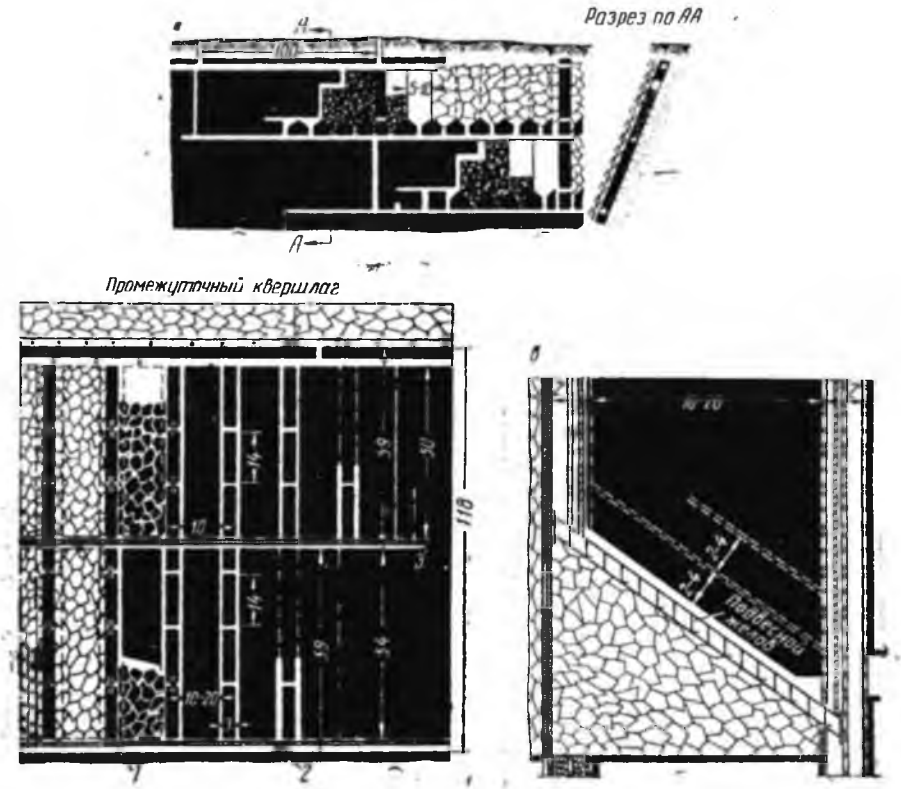


Рис. 304. Длинные столбы по простиранию, вынимаемые полосами по восстанию:

а — с отбойкой угля при помощи буровзрывных работ шпуровым методом; *б* — то же, с помощью глубоких скважин; *в* — то же, при неустойчивой породе; *1* — откаточный штрек; *2* — промежуточный квершлаг; *3* — промежуточный штрек

менно погашают целик у подэтажного штрека с отставанием на 3—4 *м* от забоя верхней лавы.

В целях обеспечения нормальной одновременной работы лав верхнего и нижнего подэтажей, т. е. для того, чтобы добытый в верхней лаве уголь не транспортировался по штреку над рабочим пространством опережающей нижней лавы, необходимо обеспечить обособленный спуск его (угля) на основной штрек.

Для этого в выработанном пространстве нижнего подэтажа, через 25—30 *м*, устраивают печи с ходовым отделением, закрепляемые венцами и армируемые металлическими трубами, по которым спускается уголь.

В Кизеловском бассейне и на некоторых шахтах Кузбасса на крутых пластах мощностью 1,5—3,5 *м* нарезаемые по простиранию длинные столбы отрабатывают полосами по восстанию шириной 5—10 *м* (рис. 304) с магазинированием угля. При этой системе разработки при устойчивых боковых породах целики над подэтажными штреками можно не оставлять, производя отработку полос на специальные щиты из стоек, устраиваемые над штреком. Наклонная высота подэтажей принимается 30—40 *м*. Число их не превышает трех.

Уголь отбивается при помощи взрывных работ, для чего в полосе по восстанию пробуривают в зависимости от крепости угля и устойчивости окружающих пород от 6 до 12 шпуров глубиной 1—1,5 *м*.

Отбитый уголь магазинируется в выработанном пространстве, которое не крепится. Выпускается только излишек угля, соответствующий коэффициенту разрыхления. Магазин для угля образуется путем установки органки на расстоянии 1 *м* от целика. Таким образом, кровля поддерживается отбитым углем, играющим роль закладочного массива, а вдоль целика остается свободное пространство шириной 1 *м* для прохода людей и вентиляционной струи.

После выемки одной полосы приступают к выемке второй и т. д. Уголь из магазина первой полосы выпускают в период выемки угля из третьей полосы, что обеспечивает ограждение действующего забоя от выработанного пространства полосой, полностью замагазинированной отбитым углем.

После того как весь уголь из магазина выпущен, обрушается кровля в предыдущей полосе. Роль органной крепи играют стойки отшивки магазина каждой полосы. Таким образом, между замагазинированной полосой и полосой, в которой производится посадка кровли, находится еще одна свободная полоса.

Обычно для искусственной посадки кровли взрывают заряды в шпурах, пробуренных из верхнего штрека.

К выемке угля в нижнем подэтаже приступают после того, как в верхнем будет отработано пять-шесть полос и произойдет посадка кровли в первых полосах.

В некоторых случаях выработанное пространство каждой полосы после выгрузки угля закладывают пустой породой.

Исследования ДонУГИ показали, что наиболее эффективным способом разработки крутых пластов средней мощности, не опасных по внезапным выбросам угля и газа, с крепким углем, не

склонным к самовозгоранию, и устойчивыми боковыми породами является система разработки полосами по восстанию с выемкой угля буровзрывным способом и его магазинированием.

Схема такой системы разработки, предложенная ДонУГИ и испытывавшаяся на шахте им. Артема (Донбасс), представлена на рис. 304, *б*.

Этаж разбивают на два подэтажа. Очистные работы в верхнем подэтаже опережают работы в нижнем на ширину одного блока. Для отбойки угля из печей бурят в два ряда по мощности пласта наклонные скважины диаметром 50 *мм* на расстоянии 1—3 *м* одна от другой.

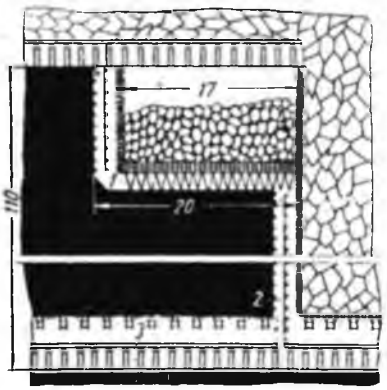


Рис. 305. Схема разработки крутого пласта мощностью более 1,2 *м* полосами по падению со щитовой крепью ЩК-3:

1 — ЩК-3; *2* — скат; *3* — откаточный штрек

Отбитый уголь при устойчивых боковых породах магазинируется до окончания выемки данного блока.

При неустойчивых породах забой располагается диагонально и отбитый уголь по подвесному желобу направляется в печь, по которой спускается к штреку (рис. 304, *в*).

В настоящее время ведутся опытные работы по отработке длинных столбов широкими полосами по падению под защитой специальных щитов, передвигающихся по мере выемки угля под собственным весом и весом обрушающейся породы.

В Кузбассе испытывают крепь КВКП, которую можно применять при разработке пластов мощностью от 1,5 до 4 *м*.

Перекрытие крепи КВКП в виде двустороннего шатра состоит из лыж и шарнирно связанных с ними швеллеров, поверх которых укладывают окантованные деревянные брусья.

Лыжи между почвой и кровлей пласта распираются гидравлическими стойками. Под щитом остается достаточно места для размещения людей и средств выемки и доставки.

После выемки полосы угля по падению пласта давление с гидростоек снимается, и щит сползает под действием собственного веса и давления обрушившихся пород на заданный шаг передвижки.

На рис. 305 представлена система разработки крутых пластов мощностью более 1,2 *м* полосами по падению со щитовой крепью ЩК-3, предложенной Ленинградским горным институтом совместно с ДонУГИ.

Полосу шириной по простиранию 20—50 *м* вынимают по падению от вентиляционного штрека к откаточному. Для передвижения людей и спуска угля служат скаты, в которых со стороны выработанного пространства пробивают органку.

Над очистным забоем устанавливают щитовую крепь ЩК-3, состоящую из отдельных секций шириной 1 *м*, которые распираются гидравлическими стойками. Над щитом насыпается породная «подушка» высотой по восстанию 5—6 *м*. Посадка щита происходит под действием веса породы после уменьшения распора гидравлических стоек.

Уголь под щитовой крепью можно вынимать при помощи гидромеханизации, скреперостругом и буровзрывным способом с транспортировкой отбитого угля скрепером.

Испытания этой системы разработки в марте 1958 г. дали положительные результаты.

§ 116. ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ ПЛАСТОВ

Основным типом механизации выемки угля при разработке крутых пластов до последнего времени являлись отбойные молотки, которые можно применять при любых условиях залегания пласта и свойствах боковых пород. Врубовые машины, обычно с изогнутым баром, применяли при устойчивых боковых породах, при которых очистное пространство около забоя можно оставлять не закрепленным на протяжении 2,5—3 *м* по простиранию, при отсутствии геологических нарушений и при условии самообрушения угля вслед за проходом машины.

В настоящее время на пластах мощностью 0,75—1,3 *м* применяют комбайны ККП-1, ККП-2, К-19 и К-32 (см. § 19).

В случае применения тяжелых врубовых машин (ГКД-3) или комбайнов очистной забой, как и при разработке пологих пластов, имеет прямолинейную форму (см. рис. 46).

Для предупреждения падения врубовых машин в случае обрыва ведущего каната они снабжаются предохранительным канатом, идущим от машины к барабану специальной лебедки, установленной на верхнем штреке (см. рис. 46). Комбайн ККП-1 (см. рис. 59) работает в направлении сверху вниз и, будучи подвешен на предохранительном канате лебедки, установленной в верхнем штреке, опускается вниз под действием силы тяжести (вес комбайна 2,75 *т*).

Ширина заходки 1,8 *м*; под вентиляционным штреком устраивают нишу длиной по падению 4 *м* для установки в ней комбайна перед началом цикла. В нижней части очистного забоя для образования магазина загоняется вперед уступ длиной 10 *м*.

Паспорт призабойной крепи при комбайне ККП-1 такой же, как и при отбойных молотках: три стойки под обапол. Ширина крепи 0,9 *м*. Минимальная длина незакрепленного пространства по падению равна 5 *м*, что соответствует длине комбайна в рабочем положении. Между забоями и ближайшим рядом крепи оставляют незакрепленное пространство шириной по простиранию 0,9 *м* («машинная дорога»), необходимое для прохода привода комбайна, выходящего за габариты рамы.

Во время работы комбайна один крепильщик располагается на его полке (см. рис. 59) и устанавливает средние стойки в каждой из двух крепей, возводимых по мере вырубки комбайном угля; два других крепильщика находятся выше комбайна, и каждый из них устанавливает по две крайние стойки в тех же рядах крепи, что и первый крепильщик.

Характерной особенностью крепления за комбайном ККП-1 является подчинение темпа работы крепильщиков темпу подвигания комбайна вдоль забоя.

В целях безопасности работ в рабочей части очистного пространства через 6—15 *м* по падению устраивают предохранительные полки.

Для подъема комбайна канат, располагающийся во время его работы между первым и вторым рядами крепи, отцепляют от комбайна, поднимают к вентиляционному штреку, переводят на «машинную дорогу» и спускают вниз к комбайну. Комбайн складывают и в таком положении поднимают к вентиляционному штреку, под которым к этому времени должна быть вырублена ниша. Подъем комбайна, доставку леса и переноску костров производят в ремонтно-подготовительную смену.

Для механизированной выемки угля на крутых пластах, кроме комбайнов, могут быть применены струги и канатные пилы.

Днепропетровский горный институт разработал угольную пилу ДГИ для выемки пластов мощностью 0,3—0,6 *м*. Эта пила представляет собой канат диаметром 22 *мм*, на котором через 0,5 *м* закреплены специальные отливки, в которых крепятся режущие зубки.

Выемка угля предусматривается полосами по восстанию шириной 15—20 *м*. Между полосами оставляют целики шириной 5 *м*.

Для подготовки полос на их границах сбоечно-буровой машиной бурят скважины диаметром 300 *мм*, которые затем расширяют отбойными молотками.

В начале работы пилу укладывают в просеке над штреком в основании полосы. К концам пилы прикрепляют канаты, вторые концы которых закрепляют на барабанах пневматической лебедки, устанавливаемой на вентиляционном штреке.

Высота зарубной щели 180—200 *мм*. Верхняя пачка угля обрушается под действием собственного веса. В процессе работы пилы забой полосы приобретает параболическую форму (рис. 306). Уголь магазинируется.

Для выемки полосами по восстанию пластов мощностью 0,45—1,2 *м* ДонУГИ сконструировал цепную пилу УПД-1, имеющую две режущие цепи (разнесенные по мощности пласта). Преимуществом угольных пил является отсутствие при выемке угля людей в очистном забое.

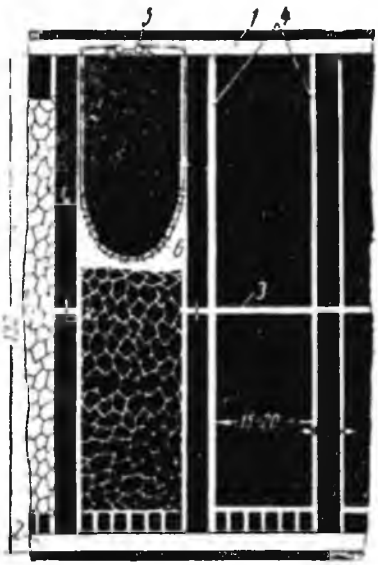


Рис. 306. Схема выемки крутого пласта полосами по восстанию при применении канатной пилы ДГИ:

1 — вентиляционный штрек; *2* — откаточный штрек; *3* — просек. *4* — печи; *5* — лебедка; *6* — пила

Разработку наклонных и крутых пластов при помощи отбойных молотков производят потолкоуступным (см. рис. 304) забоем. При этом рабочее место каждого забойщика находится под защитой нижней части вышележащего уступа, так называемой перекрыши, и поэтому уголь, отбитый находящимся выше забойщиком, скатывается вниз, не задевая забойщика, находящегося ниже.

Передняя часть уступа называется *забоем уступа,* а верхний угол *кутком*. Чем больше опережение одним уступом другого (чем шире перекрыша уступа), тем меньше опасность ушиба забойщика скатывающимся сверху углем. Однако при большом опережении верхний уступ находится как бы на весу, на него увеличивается давление кровли, вследствие чего он может обрушиться. Возможность обрушения уступа при большом опережении тем больше, чем больше мощность пласта и чем мягче уголь. При большом опережении уступов на газовых шахтах появляется также опасность скопления в кутке метана. Нормальное опережение уступа при длине его 6—10 *м* составляет две-три крепи при расстоянии между крепью 0,8—1 *м*.

Длина уступа является одним из основных элементов системы разработки с потолкоуступным забоем и зависит от крепости угля, мощности пласта и способа выемки угля. В настоящее

время ее принимают в зависимости от крепости угля равной 10—30 *м* и более.

При удлиненных уступах опережение между ними доходит до 5—7 *м*. Опережение нижнего уступа обычно принимают на 2—3 *м* больше нормального для образования в нижней части очистного забоя свободного пространства — магазина для скопления в нем отбитого угля.

Если задаться производительностью забойщика, то длину уступа можно подсчитать следующим образом.

Обозначим расстояние между крепью через l, производительность пласта p и искомую длину уступа x. Тогда площадь, вырубленная забойщиком за смену (если отбойка идет только на ширину одной крепи), будет равна

$$lx,$$

а количество угля в тоннах

$$lxp.$$

Это количество должно равняться принятой производительности труда забойщика P, т. е.

$$P = lxp. \tag{120}$$

Отсюда длина уступа, обеспечивающая производительность труда забойщика P,

$$x = \frac{P}{lp}. \tag{121}$$

По формуле (120) можно определить производительность труда забойщика, если известна длина уступа x, расстояние между крепью l и производительность пласта.

Наиболее трудоемкой работой забойщика является пересечка верхнего кутка уступа. Поэтому с увеличением высоты уступа возрастает производительность труда забойщика, так как сокращается число пересекаемых кутков. В настоящее время для перерезки кутков создана легкая врубовая машина — ручная пневматическая пила ПУР-2.

При работе пневматическими отбойными молотками сжатый воздух в забой подается по трубопроводу, состоящему из отдельных стальных труб и прокладываемому обычно вдоль рештаков. В каждом уступе к трубам присоединяют резиновые шланги, идущие к отбойным молоткам. По мере подвигания очистного забоя специальные рабочие переносят трубопровод в отведенное на эту операцию время. Трубы при этом рассоединяют, протаскивают между стойками крепи и собирают на новом месте.

Для упрощения переноски трубопровода металлические трубы могут прокладываться лишь на горизонтальных участках, располагаемых на втором ряду стоек под перекрышей уступа, и соеди-

няться между собой гибкими шлангами. Шланги, идущие к отбойным молоткам, присоединяют к кранам, устанавливаемым на участке металлических труб. Переноска такого трубопровода очень проста.

Прежде чем приступить к работе, забойщик должен проверить состояние кровли и крепи и в случае необходимости подкрепить слабые места и затянуть перекрышу уступа затяжками, а в газовой шахте, кроме того, произвести замер газа.

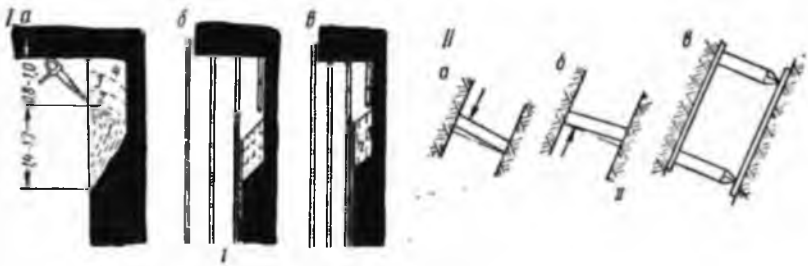


Рис. 307. Детали выемки и крепления уступов:

I — последовательность операций вырубки уступов отбойным молотком; *II* — установка стоек призабойной крепи: *а* — вырубка кутка; *б* — вырубка нижней части уступа при постоянной крепости угля; *в* — то же, но при наличии мягкого прослойка или пачки угля; *1, 2* и *3*... последовательность выемки угля

Вырубку уступов обычно начинают с верхнего кутка, а не снизу уступа, так как в последнем случае при работе «на себя» возможны ушибы забойщиков кусками падающего угля. Кроме того, при вырубке уступа снизу вверх затрудняется работа по креплению вслед за выемкой угля.

Вырубка кутка *4* (рис. 307, *I*, *а*) при работе отбойным молотком весом 8—10 *кг*, который при этом необходимо держать на вытянутых руках, крайне неудобна и непроизводительна. По этому ее начинают на 0,8—1 *м* ниже перекрыши вышерасположенного уступа с таким расчетом, чтобы создать свободное пространство для разворота молотка.

При таком способе вырубки кутка сначала делают вруб на всю мощность пласта и на глубину ширины крепи (0.9—1 *м*) на участке *1* (рис. 307, *I*, *а*), а затем последовательно отбивают полосы *2*, *3* и *4*. Для облегчения скалывания угля отбойку сначала следует производить по зарубным прослойкам или более мягким пачкам угля.

Способ дальнейшей вырубки уступа зависит от строения пласта. При однородном строении и постоянной крепости пласта по всей его мощности отбойку угля производят отдельными площадями в последовательности, указанной цифрами *1*, *2* и *3* (рис. 307. *I*). При этом молоток устанавливают по падению

пласта так, чтобы пика упиралась в уступ, образованный после вырубки кутка. В таком случае используется в помощь отбойке вес молотка.

Если в пластах имеются зарубные прослойки или мягкие пачки угля, то сначала делают вруб глубиной около 0,3 *м* по длине уступа на протяжении 2 *м*, а затем отбивают подрубленные пачки угля. В этом случае производят последовательную отбойку полос *1, 2* и *3* (рис. 307, *I, в*).

Перед окончанием работы забойщик обязан зачистить забой таким образом, чтобы не оставалось нависающих кусков угля, которые при обрыве могут являться причиной несчастных случаев или выбивать крепь.

Иногда при разработке очень крепких пластов, особенно значительной мощности, уголь в уступах отбивают при помощи взрывных работ. Отбойным молотком в этих случаях лишь зачищают уступы и разбивают крупные куски угля.

Призабойное пространство при разработке крутых пластов крепят рядами стоек, устанавливаемых по простиранию на расстоянии 0,9—1 *м* ряд от ряда. При сильно нарушенной кровле или почве, пережимах, вздутии пласта и пр. это расстояние может быть уменьшено до 0,8 *м*. Расстояние между стойками по падению пласта определяется характером кровли. При устойчивой кровле обычно под верхняк-обапол подбивают три стойки (см. рис. 302). При недостаточно устойчивой почве пласта обапол укладывают и по почве пласта. Для обеспечения достаточной устойчивости крепи по всему забою ряды крепи каждого уступа должны строго совпадать с рядами крепи нижележащего уступа, причем для избежания сползания обапол своим концом должен упираться в конец нижерасположенного обапола.

В случае слабой кровли или почвы, обрушающихся небольшими кусками, промежутки между рядами крепи затягивают затяжками сплошь или вразбежку. Затяжки следует заводить за обаполы при постановке крепи.

При устойчивых породах стойки устанавливают нормально между почвой и кровлей. Если же имеется сползающая кровля, то стойки не должны забиваться до полного распора (рис. 307, *II, а*). В этом случае сползающая кровля потянет за собой верхний конец стойки и расклинит ее. Аналогично при сползающей почве стойки не должны забиваться до полного распора со стороны почвы (рис. 307, *II, б*).

В некоторых случаях хорошие результаты получаются при применении податливых стоек, заостренных у нижних концов (рис. 307, *II, в*).

Так как от перекрыши уступа возможно отваливание кусков угля, которые могут ушибить забойщиков и крепильщиков, рабо-

тающих ниже, ее необходимо тщательно затягивать обаполами. При пластах, склонных к отслаиванию, приводящему к выпадению кусков угля и со стороны забоя уступа, следует также затягивать и его.

В этом случае стойки призабойной крепи необходимо устанавливать вплотную к забою.

На крутом падении, кроме призабойной крепи, широко применяют такие же костры, как и при разработке пологих пластов, но только при укладке их устанавливают две добавочные стойки (см. рис. 252, *5*), в которые упираются стойки костра, укладываемые по падению.

Расстояние между кострами зависит от устойчивости пород. Обычно костры по простиранию располагают на расстоянии от 3 до 6 *м* ряд от ряда, а костер от костра в ряду — от 2 до 4 *м*. Число рядов костров обычно равно трем, причем последний обязательно должен находиться позади линии решетаков, по которым производится спуск угля.

Для ограждения нижнего уступа от подсыпки отбитым углем, который может закрыть нижний выход из очистного пространства и нарушить нормальное проветривание, нижнюю часть очистного пространства на некотором расстоянии от забоя отгораживают обаполами.

Лес в очистное пространство обычно доставляют в ремонтную смену. С переходом же на длинные уступы эта работа возможна и во время отбойки угля. В последнем случае на верхнем штреке устанавливают лебедку, при помощи которой лес в специальных санках (скипах) спускают в очистное пространство.

Способы управления кровлей при разработке крутых пластов описаны в § 98. Основными способами управления кровлей на крутых пластах являются полное обрушение и удержание кровли на кострах.

При разработке крутых пластов доставка отбитого угля к штреку как отдельная операция отсутствует, так как он скатывается сам по решетакам, прибиваемым к стойкам крепи. Решетаки могут быть сплошными и состоящими из отдельных звеньев. В первом случае их устраивают путем прибивания обаполов гвоздями к стойкам крепи по всей длине очистного забоя. Во втором — решетаки состоят из отдельных щитов, которые также либо прибивают гвоздями к стойкам крепи, либо подвешивают к последним на специальных крючьях с таким расчетом, чтобы нижний щиток несколько заходил по падению своим верхним концом за нижний конец верхнего щитка. Этим предупреждается возможность просыпания угля за решетаки. Между двумя соседними звеньями такого решетака должен существовать зазор по простиранию, достаточный для прохода людей.

Некоторые пласты угля настолько водоносны, что затрудняется работа в забое. Для осушения таких пластов в зависимости от их строения и области питания водой впереди очистного забоя проводят водосборные штреки или специальные наклонные дренажные печи.

§ 117. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПРИ КРУТОМ ПАДЕНИИ ПЛАСТОВ

Организация работ в очистном пространстве при разработке крутых пластов, как и при разработке пологих, должна обеспечить:

1) безопасность работ;

2) полную загрузку рабочего дня и использование рабочих ведущих квалификаций на основной работе, а также правильную расстановку рабочей силы;

3) полную загрузку и использование механизмов;

4) наиболее полное использование линии очистных забоев.

При применении комбайнов, врубовых машин или струговцикл на крутом падении определяется теми же положениями, что и на пологом падении (см. § 107). В случае выемки угля отбойными молотками цикл в очистных забоях определяется совокупностью всех процессов и операций, необходимых для выемки угля по всей длине забоя на ширину, равную ширине двух крепей, и выполняемых в определенной последовательности.

При этом в цикл входят следующие операции: отбойка угля и крепление очистного пространства, доставка леса, переноска рештаков и воздухопровода и работы по управлению кровлей.

Примерный график организации работ на один цикл в сутки на крутом падении при отбойных молотках приведен на рис. 308. По этому графику в течение двух смен производят выемку угля и крепление очистного пространства. В третью — ночную, ремонтно-подготовительную смену, переносят рештаки, воздухопровод и костры (управление кровлей).

Главнейшие особенности передовых методов работы на крутых пластах при выемке угля отбойными молотками состоят в разделении труда забойщика и крепильщика, в удлинении уступов (при желании увеличить производительность лавы длину уступа принимают меньше) и связанном с ним облегчении доставки леса вследствие выпрямления забоя, в упрощении переноски труб и повышении давления воздуха ввиду уменьшения числа одновременно работающих молотков.

После Великой Отечественной войны при осуществлении задач быстрейшего восстановления народного хозяйства широко развернулось социалистическое соревнование шахтеров. Забойщики Центрального района Донбасса Герои Социалистического

Технико-экономические показатели	
Длина лавы, м	100
Мощность пласта, м	1
Угол падения пласта, град	45
Ширина крепи, м	0,9
Подвигание за 1 цикл, м	1,8
Производительность 1 м² пласта, т	1,3
Количество циклов в сутки	1
Добыча угля с цикла, т	235
Суточный план добычи, т	210
Управление кровлей	Частичная закладка и опускание
Количество выходов за сутки	32
Плановая производительность труда рабочего на выход, т	6,6
Списочный штат рабочих, чел	42
Плановая месячная производительность труда рабочего по лаве, т	150

Планограмма работ

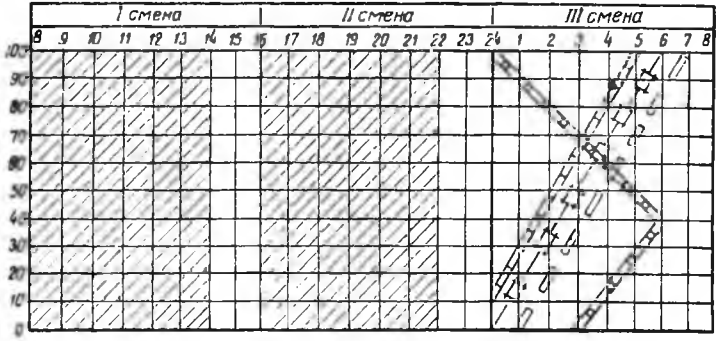
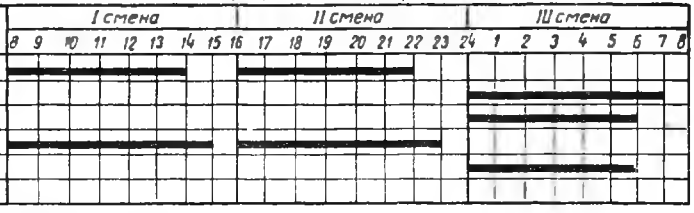


График выходов рабочих

Профессии рабочих	Смены I	Смены II	Смены III	Всего
Забойщики	8	8	-	16
Слесари-переносчики воздухопровода	-	-	2	2
Лесодоставщики-костерщики	-	-	10	10
Люковые	1	1	-	2
Переносчики решетаков	-	-	2	2
Всего	9	9	14	32



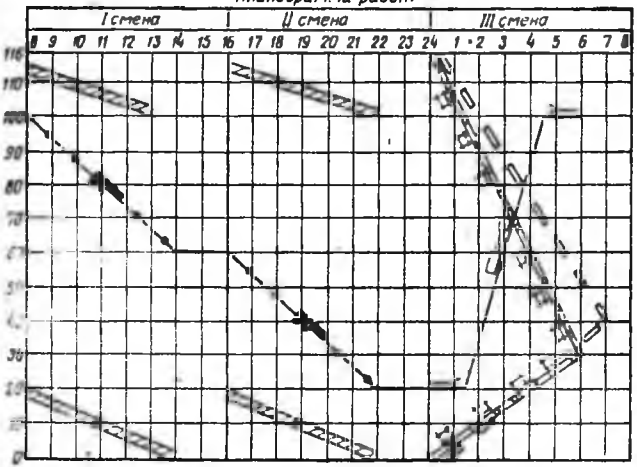
Условные обозначения

Выемка и крепление
Переноска решетаков
Доставка леса
Переноска воздухопровода
Переноска костров

Рис. 308. Примерный график организации работ один цикл в сутки на крутом падении при отбойных молотках

Технико-экономические показатели	
Длина лавы, м	116
Мощность пласта, м	1,0
Угол падения пласта, град	56
Ширина захвата, м	1,8
Производительность 1 м² пласта, т	1,3
Добыча угля с цикла, т	270
Количество циклов в сутки	1
Суточный план добычи, т	240
Управление кровлей	Частичная закладка и опускание
Количество выходов в сутки	28
Производительность рабочего на выход (по графику), т	10,4
Списочный штат рабочих, чел	34
Месячная производительность рабочего по лаве, т	212

Планограмма работ

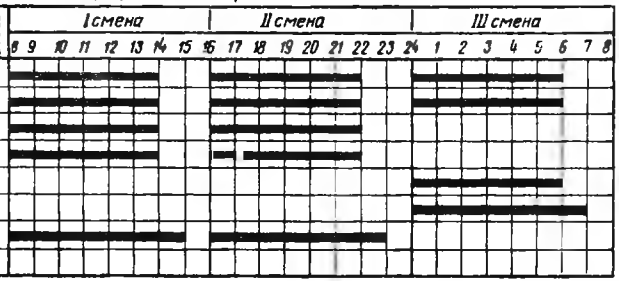


Положение забоев на начало смены



График выходов рабочих

Наименование профессий	Смены I	II	III	Всего
Машинисты комбайна	1	1	1	3
Пом. машиниста комбайна	1	1	1	3
Пом. машиниста комбайна по креплению	2	2	–	4
Забойщики	3	3		6
Лесодоставщики-костерщики	–	–	6	6
Слесари	–	–	2	2
Люковые	1	1	–	2
Итого	8	8	10	26



Условные обозначения:

- Выемка угля комбайном и крепление
- Подъем комбайна
- Кладка костров
- Складывание комбайна
- Раскладка комбайна, осмотр и ремонт
- Выемка угля в уступах и нишах
- Перенос воздухопровода
- Доставка леса

Рис. 309. График организации работ при выемке угля комбайном ККП-1

Труда Александр Тюренков и Иван Валигура перешли к коллективной работе, введя на пластах крутого падения комплексные бригады забойщиков.

Работа этих бригад характеризуется тем, что, в отличие от индивидуального метода, забойщики широко применяют взаимопомощь и сообща борются за достижение бригадой высоких показателей.

Основным организационно-техническим мероприятием И. Т. Валигуры явилось введение вместо двух добычных и одной ремонтной смен одной добычной и двух ремонтно-подготовительных смен, причем в одну из них производилась нарезка кутков. Такая организация работ обеспечила более тщательную подготовку рабочего места, своевременную переноску воздухопровода и размещение в уступах достаточного количества крепежного леса.

На рис. 309 приведен график цикличной организации работ при работе комбайна ККП-1.

Выемка угля комбайном производится в две рабочие смены. В первую смену под вентиляционным штреком проводят нишу длиной по падению 4—5 *м* для установки в начале цикла комбайна. Уголь от проведения ниши собирается на специальном полке, с которого перепускается в магазин в начале ремонтно подготовительной смены. Магазин для накапливания отбитого угля образуется путем загонки вперед одного-двух нижних уступов общей длиной по восстанию 16—18 *м*. Уголь в магазине, просеке и печах у откаточного штрека вынимают в обе добычные смены.

В ремонтно-подготовительную смену, кроме подъема комбайна и укладки костров, доставляют в лаву лес.

Для снижения потерь, повышения процента механизированной выемки и производительности труда стремятся, где это возможно, работать без оставления под вентиляционным штреком целиков и при минимально возможном размере магазина.

Призабойную крепь устанавливают вслед за подвиганием комбайна. Комбайн ККП-1 во время работы обслуживает комплексная бригада, состоящая из машиниста комбайна, его помощника и двух-трех крепильщиков.

Число рабочих, обслуживающих комбайновую лаву, приведено на графике выходов.

Б. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

§ 118. КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

При разработке горизонтальных и весьма пологих пластов шахтное поле в случае применения камерной системы разбивают на панели, ограниченные целиками. Панели отрабатывают от

границ большим числом одновременно работающих забоев (камер), что обеспечивает высокую их производительность.

На шахтах США панельные штреки проводят группами от двух до пяти (рис. 310), а в отдельных случаях и больше. Выемочные штреки проводят также группами. Проведение большого числа подготовительных выработок не вызывает затруднений, так как в подготовительных и очистных забоях применяют одни и те же механизмы, а подрывку боковых пород в большинстве случаев не производят (иногда даже при мощности пластов 0,9 *м*). При этих условиях производительность труда в подготовительных выработках незначительно отличается от таковой в очистных забоях. Целики между штреками принимают в пределах 10—15 *м*. Штреки проводят узким забоем шириной 3—4,5 *м*. Подрывку породы при тонких пластах производят с большим (до 100 *м*) отставанием от забоя по углю. Подорванная порода размещается вдоль одной из стен штрека или в соседних отработанных камерах.

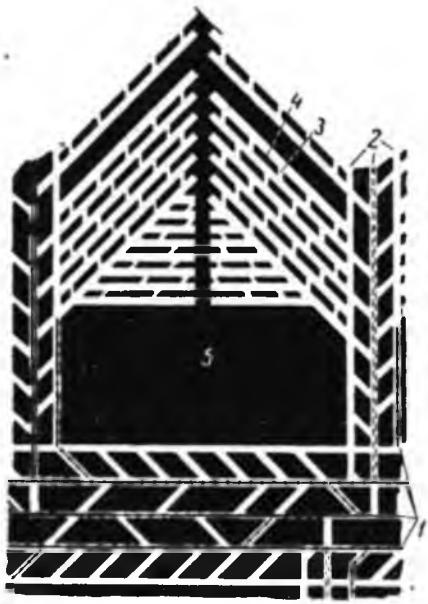


Рис. 310. Камерная система разработки:

1 — панельные штреки; *2* — выемочные штреки; *3* — камера; *4* — междукамерный целик; *5* — отрабатываемый целик угля

При разработке пологих пластов камеры (см. рис. 310) последовательно или группами проводят из выемочных или непосредственно из панельных штреков. Остающиеся между камерами целики не вынимают. Для проветривания и перемещения из камеры в камеру машин в междукамерных целиках проводят просеки.

Камеры относительно выемочных штреков и просеки по отношению к камерам проводят под углом 45°. Ширину камер и целиков принимают в пределах от 6 до 12 *м*. Длина камер 100—120 *м*. Все процессы выемки и погрузки полностью механизированы при помощи врубовых и погрузочных машин или комбайнов, смонтированных на гусеничном или пневматическом (резиновом) ходу.

Камеры крепят штанговой крепью.

Доставляется уголь по камерам при помощи скребковых конвейеров или в самоходных вагонетках.

На рис. 311 приведена камерная система разработки крутого пласта I Внутренний на шахте им. Вахрушева (Кузбасс). Мощность пласта 3 *м*, угол падения 83°.

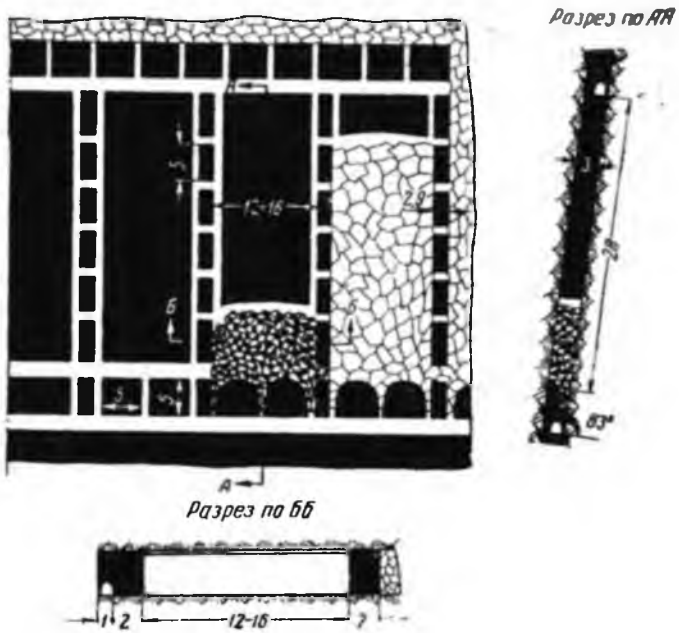


Рис. 311. Камерная система разработки крутого пласта

Ширина камер принималась 12—16 *м*, ширина междукамерных целиков 2—3 *м*. Выемку угля производили взрывным способом. Отбитый уголь магазинировался в камере и выпускался из нее после отработки камеры. Кровлю крепили штанговой крепью.

§ 119. КАМЕРНО-СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Камерно-столбовая система разработки (рис. 312) отличается от камерной тем, что междукамерные целики (столбы) частично, а при особо благоприятных условиях полностью вынимают обратным ходом после отработки камер.

Потеря угля при рассматриваемой системе разработки меньше, чем при камерной, но процесс выемки угля и крепления очистного пространства сложнее, поэтому производитель-

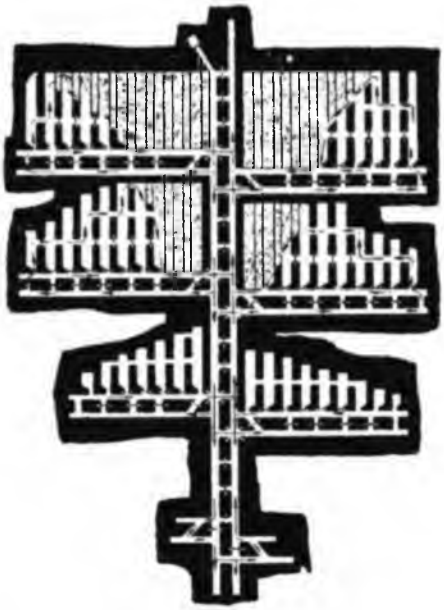


Рис. 312. Камерно-столбовая система при разработке горизонтального пласта

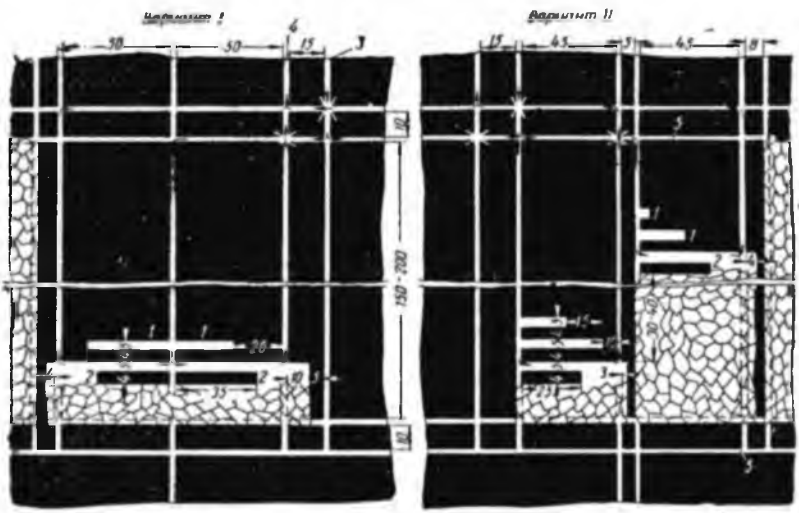


Рис. 313. Камерно-столбовая система при разработке пологого пласта:
1 — камера; *2* — междукамерные целики; *3* — панельный уклон; *4* — ходок; *5* — панельный штрек

ность труда при камерно-столбовой системе ниже, чем при камерной.

На рис. 312 от панельных штреков в обе стороны проводят выемочные штреки, из которых отрабатывают камеры. Междукамерные целики вынимают обратным ходом. Размеры камер и междукамерных целиков те же, что и при камерной системе разработки. Расстояние между выемочными штреками бывает 150—200 *м*.

На рис. 313 приведено два варианта камерно-столбовой системы при мощности пласта 2,5—4 *м*, применявшейся на одной из шахт Приморскугля.

При первом варианте камеры располагают с двух сторон относительно выемочного штрека; при втором — с одной стороны. В первом случае два смежных (спаренных) столба (выемочных поля) начинают отрабатывать одновременно; во втором — второй столб начинают вынимать лишь после того, как очистные работы отойдут на 30—40 *м*. При односторонней отработке камер между столбами приходится оставлять целики, что увеличивает потери.

На схемах, представленных на рис. 313, ширина камер *1* принята 5 *м* и ширина междукамерных целиков *2* — 4 *м*.

Камеры проводят от выемочного штрека к границам столба, а междукамерные целики в обратном направлении.

Ширину камер принимают в зависимости от устойчивости кровли. При менее устойчивых породах она бывает равна или несколько меньше ширины междукамерных целиков. При более устойчивых породах ширину междукамерных целиков принимают меньше ширины камер.

Механизацию работ в камерах обычно применяют ту же, что и в штреках, проводимых по мощным пластам.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какие применяются системы при разработке пластов тонких и средней мощности?
2. Назовите основные отличия столбовых систем разработки от сплошных.
3. В чем заключаются подготовительные работы, и как они осуществляются при столбовых и сплошных системах разработки?
4. Опишите разновидности систем разработки длинными столбами и, в частности, разновидности длинных столбов по простиранию.
5. Как осуществляются очистные работы на пологих пластах тонких и средней мощности?
6. Что такое узкозахватная выемка, и каковы ее преимущества?
7. Назовите применяющиеся машины при узкозахватной выемке.
8. Опишите организацию работ в очистном забое при разработке пологих пластов тонких и средней мощности, и вычертите планограмму работ и график выходов.
9. Что такое паспорт управления кровлей?

10 Как определить скорость подвигания очистного забоя?

11. Опишите систему разработки длинными столбами при разработке горизонтальных пластов (Подмосковный бассейн).

12. Опишите разновидности сплошной системы разработки.

13. Опишите систему разработки парными штреками.

14. Опишите разновидности систем разработки для тонких и средней мощности крутых пластов.

15. Как осуществляются очистные работы при разработке крутых пластов?

16. Опишите организацию работ в очистном пространстве при крутом падении пластов, и постройте планограмму работ и график выходов.

17. Опишите камерную и камерно-столбовую системы разработки для тонких и средней мощности пологих пластов.

Глава XIII

РАЗРАБОТКА МОЩНЫХ ПЛАСТОВ

§ 120. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Разработка мощных пластов обычно более сложна, чем пластов тонких и средней мощности. Особенно большие затруднения встречаются при выемке пластов значительной мощности на всю мощность, так как при этом крайне затруднено крепление очистного пространства вследствие больших размеров крепежного леса; затруднено также наблюдение за состоянием забоя и кровли пласта, в то время как падение даже небольших кусков породы или угля может служить причиной несчастных случаев и т. д.

В СССР в настоящее время сразу на всю мощность разрабатывают пологие и наклонные пласты мощностью до 3,5 *м* и крутые пласты мощностью до 4,5 *м*. В Кузнецком каменноугольном бассейне для разработки мощных крутых пластов широко применяют щитовую систему (длинные столбы, вынимаемые по падению с применением щитовой крепи), предложенную Н. А. Чинакалом. Этой системой разрабатывают на всю мощность крутые пласты мощностью от 3,5 до 15 *м*, залегающие под углом более 55°.

Пологие и наклонные пласты мощностью более 3,5 *м* и крутые (45—90°) пласты мощностью более 4,5 *м* часто разрабатывают с разделением на слои (рис. 314), которые по своему положению в пространстве могут быть *горизонтальными, наклонными, диагональными и вертикальными.*

Если обозначить через α угол падения пластов, а через β — угол наклона слоя относительно горизонтальной плоскости, то горизонтальные слои определяются зависимостью $\beta = 0$, наклонные $\beta = \alpha < 90°$, диагональные $0° < \beta \neq \alpha < 90°$ и вертикальные, являющиеся частным случаем наклонных, $\beta = \alpha = 90°$.

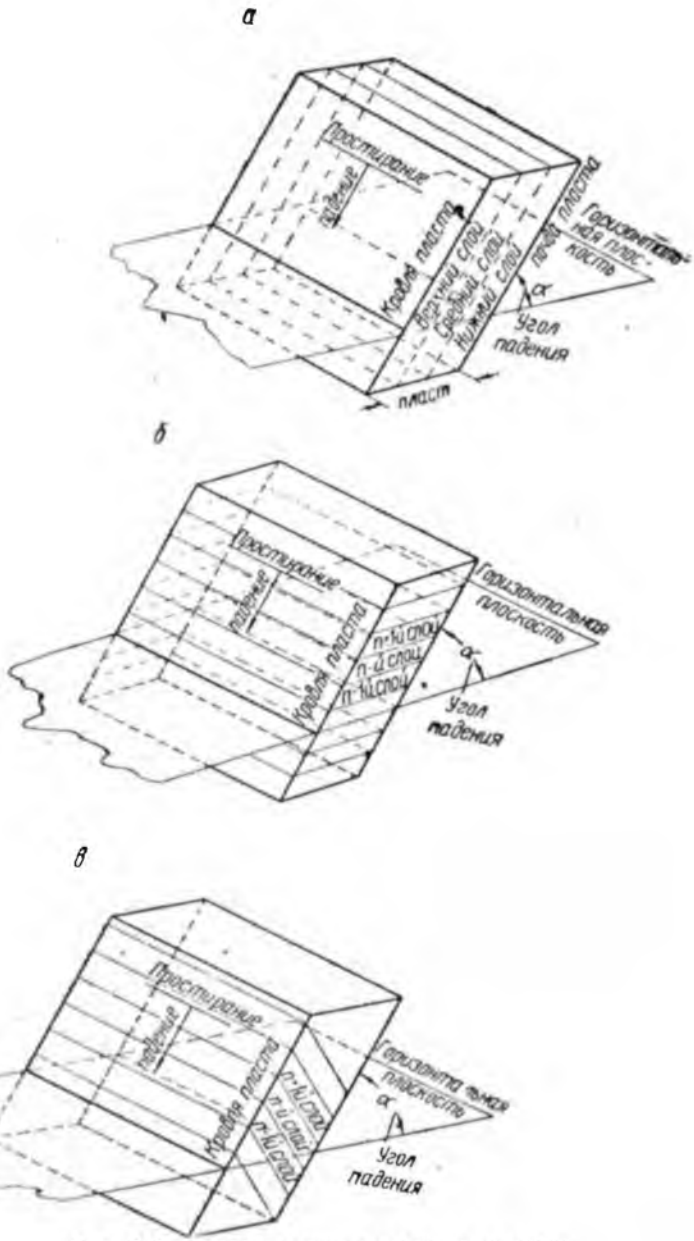


Рис. 314. Деление мощных пластов на слои:
а — наклонные слои; *б* — горизонтальные слои; *в* — поперечно-наклонные слои

В настоящее время применяют слои горизонтальные, наклонные — параллельные плоскости напластования и диагональные [1], получившие в Кузбассе название поперечно-наклонных, — с углом наклона 30—35° к плоскости горизонта, при котором отпадает трудоемкая операция навалки угля.

Системы разработки мощных пластов могут быть разделены на две группы:

1) без разделения на слои:

длинные столбы по простиранию;

шитовая система;

2) с разделением пластов на слои:

горизонтальные слои, вынимаемые в восходящем и нисходящем порядке;

наклонные слои, вынимаемые в восходящем и нисходящем порядке;

поперечно-наклонные слои, вынимаемые в восходящем и нисходящем порядке.

Разработку мощных пластов на всю мощность и с разделением на слои можно вести как с обрушением кровли, так и с закладкой выработанного пространства пустой породой.

Вследствие того, что объем выработанного пространства при разработке мощных пластов бывает весьма значительным, породу для закладки приходится добывать на поверхности в специальных карьерах и доставлять к месту работ.

А. РАЗРАБОТКА МОЩНЫХ ПЛАСТОВ НА ВСЮ МОЩНОСТЬ

§ 121. ДЛИННЫЕ СТОЛБЫ ПО ПРОСТИРАНИЮ

При разработке мощных пластов длинные столбы по простиранию применяют только при наклонных и крутых пластах мощностью до 4,5 *м*.

В зависимости от мощности пласта и угла падения этаж разделяют на два, три, а иногда и на четыре подэтажа при длине лав в зависимости от крепости угля 25—30 *м* (рис. 315).

Этажный откаточный штрек обычно проводят спаренно с параллельным штреком, с которым его сбивают печами. Для обеспечения нормального проветривания забоя откаточного штрека последний сбивают с вентиляционным штреком вентиляционными печами, проводимыми через каждые 50—70 *м* по простиранию. На шахтах III категории по газу и внекатегорных это расстояние сокращается до 30—40 *м*.

В случае невозможности использовать в качестве вентиляционных штреков бывшие откаточные штреки вышележащих

[1] В специальной литературе название «диагональные слои» неправильно укоренилось за выемкой мощных пластов диагональными полосами.

горизонтов ниже их на расстоянии (по падению), равном 4—5 *м*, проводят специальные штреки. Последние сбивают наклонными выработками с квершлагами вентиляционного горизонта. В Кузбассе они получили название *минусовых штреков*.

Над основными откаточными штреками оставляют целики, размер которых по восстанию в зависимости от мощности пласта

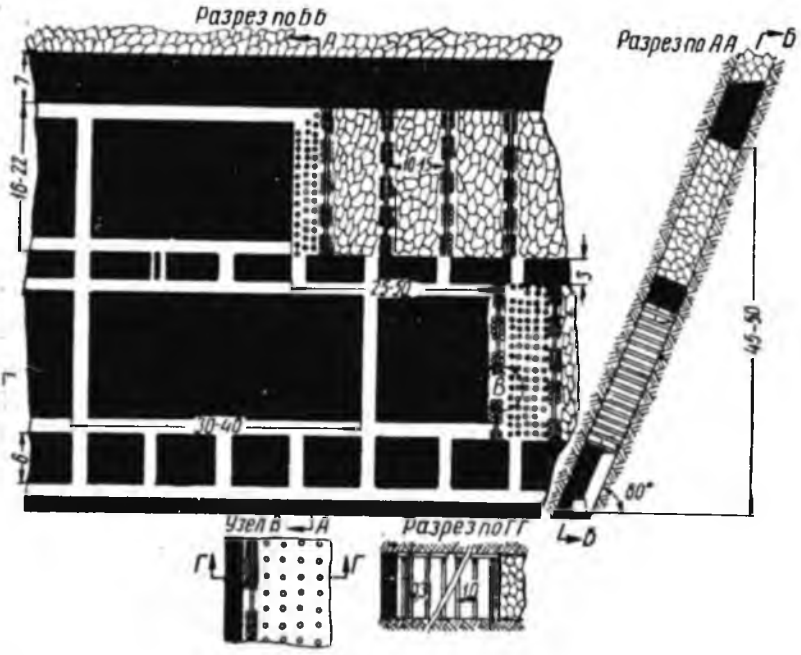


Рис. 315. Длинные столбы по простиранию при разработке мощных крутых пластов

и крепости угля обычно колеблется в пределах 6—8 *м*. Над подэтажными штреками оставляют целики размером 3—4,5 *м*.

Опережение вышележащим подэтажом нижележащего устанавливают опытным путем и принимают не менее двойного шага обрушения (посадки) кровли.

Выемку угля чаще всего производят при помощи взрывных работ без предварительной подрубки.

Очистное пространство крепят рядами стоек по падению под распил или горбыль длиной 3—4 *м*. Распилы располагают впритык один к другому, и под концы их обязательно устанавливают стойки.

В зависимости от характера кровли и почвы расстояние между стойками в ряду принимают равным 1—1,2 *м*, а между

рядами 1—1,3 *м*. Стойки устанавливают в лунки в почве; при слабой почве укладывают лежни, в которых делают зарубки для установки стоек.

Управление кровлей осуществляется главным образом путем полного обрушения, причем в качестве специальной крепи применяют органку. При посадке кровли старую органку обычно не выбивают, а призабойную крепь частично разрежают.

Для предупреждения выбивания крепи скатывающимися глыбами угля между стойками ряда крепи по падению пробивают распорки, а органку расшивают вразбежку обаполами.

§ 122. КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Камерные системы при разработке мощных крутых и наклонных пластов применяли раньше в Кузнецком бассейне в двух вариантах: камеры, отрабатываемые по восстанию, с магазинированием в них угля, выполнявшего роль временного закладочного массива, и камеры, отрабатываемые по падению.

Вследствие больших потерь угля и частых подземных пожаров от самовозгорания угля камерные системы при разработке мощных пластов в настоящее время запрещены.

§ 123. ЩИТОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Наименование «щитовая система разработки» является сокращенным. Н. А. Чинакал называет ее системой длинных столбов по падению со щитовым перекрытием. Такое определение, по мнению автора настоящей книги, не отражает сущности щитовой системы. Ее следовало бы назвать длинными столбами по простиранию с выемкой широкими полосами по падению со щитовым перекрытием. В дальнейшем мы будем пользоваться термином «щитовая система разработки», получившим распространение в практике.

При щитовой системе разработки (рис. 316) пласт разрабатывают отдельными выемочными полями, подготовляемыми при помощи групповых штреков и промежуточных квершлагов. Каждое такое поле отрабатывают обратным ходом — от границ к промежуточному квершлагу, причем выемочные поля могут быть односторонними и двусторонними. Длину одностороннего выемочного поля по простиранию принимают не более 200 *м*, а двустороннего не более 400 *м*.

В последнее время чаще применяют односторонние выемочные поля, так как при двусторонних усложняется устройство двусторонних заездов из квершлага на штрек.

Между двумя смежными выемочными полями оставляют целик на всю наклонную высоту этажа шириной по простиранию около 10 *м*. Прорезание этих целиков штреками и другими выработками запрещается по соображениям пожарной безопасности.

Этажные откаточный и вентиляционный штреки проводят от промежуточных квершлагов, как правило, одинарными выработ-

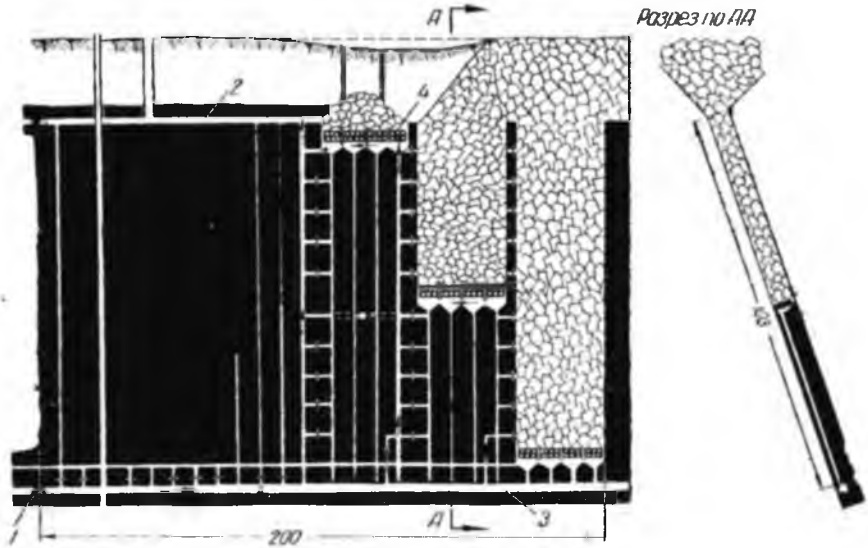


Рис. 316. Щитовая система разработки:

1 — промежуточный квершлаг; 2 — вентиляционный штрек; 3 — откаточный штрек; 4 — щит

ками, а для обеспечения нормального проветривания сбивают печами через 40—50 *м*.

Нарезанные таким образом столбы отрабатывают на всю мощность пласта по падению полосами шириной по простиранию 24—30 *м*. Между полосами оставляют целики шириной 2 *м*.

В пределах каждой такой полосы на уровне вентиляционного штрека проводят рассечку — горизонтальную выработку на всю мощность пласта высотой в свету 2,1 *м*, закрепляемую неполными крепежными рамами, в которой монтируют щит.

Щиты, применявшиеся в первый период, представляли собой металлическую раму, на которой укладывали в несколько рядов накатник (бревна). Состояли они из отдельных секций длиной по 6 *м* и шириной, равной мощности пласта, которые связывались между собой по простиранию гибкими канатными связями.

В целях сокращения расхода металла и лесных материалов на сооружение щитового перекрытия в настоящее время в

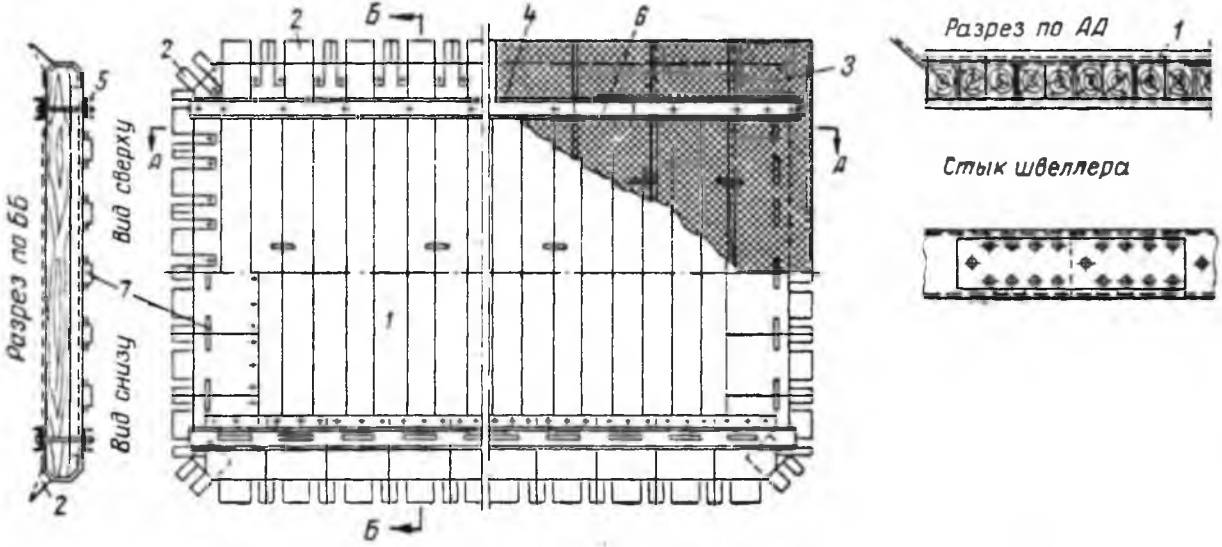


Рис. 317. Гибкий бессекционный одинарный щит

Кузбассе применяют так называемые гибкие *бессекционные щиты* (рис. 317). Состоят они из одного ряда накатника *1*, располагаемого вкрест простирания пласта. Для предупреждения просыпания породы под щит по его периметру сверху прикрепляют металлические фартуки *2* и на весь щит настилают в два ряда металлическую сетку *3*.

Брусья накатника соединяют между собой двумя парными поясами швеллеров *4* № 20 или 22, располагаемыми по прости-

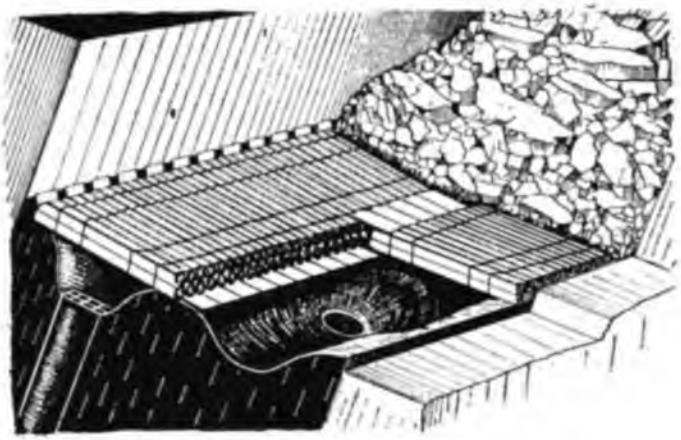


Рис. 318. Сдвоенный гибкий бессекционный щит

ранию пластов у висячего и лежачего боков на расстоянии 0,5 *м* от концов брусьев. Стяжные болты *5* ставят через 2—3 бруса. Стыки швеллеров соединяют при помощи накладок *6* и болтов. Швеллеры укладывают таким образом, чтобы стыки верхних балок с каждой стороны щита располагались в пролете между стыками нижних балок. Такое расположение стыков швеллеров обеспечивает одинаковое сопротивление изгибу и разрыву балок по всей длине щита как со стороны висячего, так и со стороны лежачего боков.

С нижней стороны щита укрепляют скобы *7*, в которые в случае прорыва породы можно вставлять горбыли для удержания этой породы.

С торцовой стороны щита (на концах его по простиранию) к нижним швеллерным балкам прикрепляют уголки.

Для подвешивания металлических решеток и трапов (см. ниже) над каждой углеспускной печью в накатник снизу забивают по четыре заершенных якоря.

При мощности пластов до 10 *м* применяют одинарные щиты (рис. 317), а при большей мощности — сдвоенные (рис. 318).

Практика показала, что управление сдвоенными щитами значительно труднее, чем одинарными. Поэтому при падении пластов свыше 70° выемка сложных пластов производится также с разделением на два слоя. Каждый из слоев вынимают с применением одинарного щита, причем выемка слоя у висячего бока пласта опережает во времени выемку слоя у лежачего бока. Между слоями оставляют пачку невынутого угля мощностью 2 *м*.

Щит монтируют на месте, для чего после проведения рассечки в ее середине в угле делают выемку глубиной 1—1,5 *м*. Размеры выемки в плане зависят от мощности пласта; например, для щита шириной 4,5 *м* обычно делают выемку шириной 3,5 *м*.

Выемку угля под щитом производят при помощи взрывных работ. Отбитый уголь сбрасывается в печи, проводимые через 5 *м* по простиранию на расстоянии от почвы пласта не менее 1,5 *м*.

Углеспускные печи проводят сбоечно-бурильными машинами, а затем при помощи отбойных молотков расширяют до необходимых размеров поперечного сечения. В крепких углях печи оставляют без крепи, а в слабых — крепят сплошной крепью.

Для предохранения людей, работающих под щитом, от падения в печи последние перекрывают решетками из старых рудничных рельсов с отверстиями не больше 350 × 350 *мм*. Решетки подвешивают на канатах к щиту и они опускаются вместе с ним. Со стороны целика печи оборудуются подвесными лестницами.

Первую печь (см. рис. 316) нового столба обязательно крепят и оборудуют прочными лестницами. Такую печь называют ходовой, служит она для передвижения людей. По ходовой печи можно подняться с откаточного штрека на вентиляционный и в забой под щит, для чего ее сбивают просеками с углеспускной печью. В период выемки полосы, в которой проведена эта печь, последняя служит запасным выходом.

Для проветривания забоя свежий воздух направляется с основного штрека в забой через крайнюю от завала печь. Из забоя воздух отводится на вентиляционный штрек через углеспускную печь, просек и ходовую печь (см. рис. 316). Для обеспечения такого движения вентиляционной струи просеки по мере опускания щита закрывают плотными перемычками.

На рис. 319 приведена схема забоя под одинарным щитом, опирающимся на опорные целики у висячего и лежачего боков пласта.

Опускание одинарного щита осуществляется за два взрывания. Сначала бурят и взрывают шпуры глубиной 1,6—1,7 *м* в продольном проходе (рис. 319, *а*). После проветривания забоя и уборки угля бурят шпуры и взрывают заряды в опорных целиках. Взорванный уголь заполняет продольный проход и

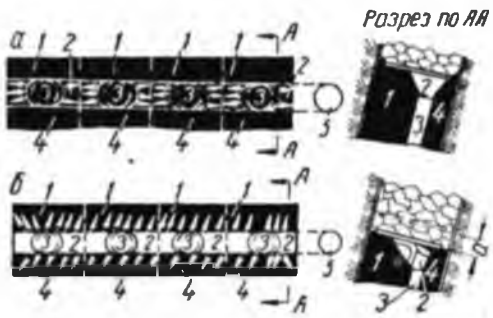


Рис. 319. Схема забоя одинарного щита:

1 — опорный целик висячего бока; *2* — продольный проход под щитом; *3* — углеспускные печи; *4* — опорный целик лежачего бока; *5* — ходовая печь; *а* — шаг опускания щита

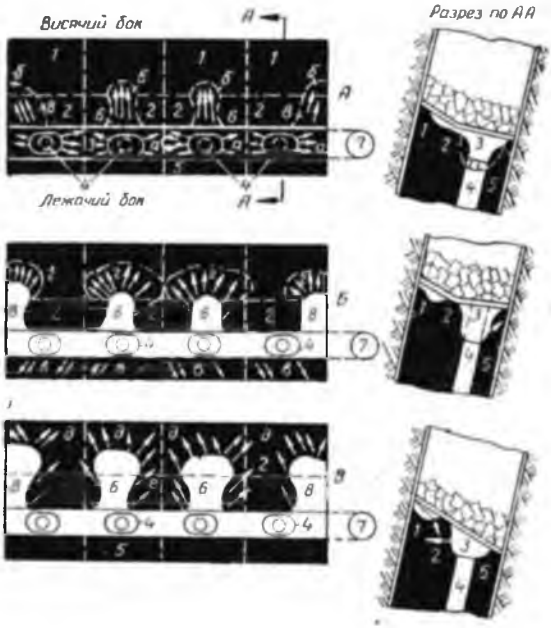


Рис. 320. Схема забоя при сдвоенном щите:

А, *Б* и *В* — соответственно положения забоя перед первым, вторым и третьим взрыванием; *1* — опорный целик висячего бока; *2* — средние опорные целики; *3* — продольный проход вдоль щита; *4* — углеспускные печи; *5* — опорный целик лежачего бока; *6* — средние поперечные проходы; *7* — ходовая печь; *8* — крайние поперечные проходы

частично самотеком поступает в углеспускные печи. Щит под действием собственного веса и давления лежащей на нем породы опускается.

После проветривания забоя и уборки угля из продольного прохода в углеспускные печи тщательно выбирают разбитый и зажатый щитом уголь, и щит опускается на не тронутые взрывом опоры. На этом заканчивается цикл в щитовом забое, и работы возобновляются в той же последовательности.

При сдвоенных щитах работа сложнее, опускание их осуществляется за три взрывания (рис. 320). Сначала бурят и взрывают шпуры *а* в продольном проходе, который устраивают под секцией лежачего бока, и шпуры *б* для образования поперечных проходов (ортов) (рис. 320, *А*). После проветривания забоя и уборки угля бурят и взрывают шпуры *в*, необходимые для опускания секции лежачего бока, и шпуры *г* — для уширения и удлинения поперечных проходов (рис. 320, *Б*). После второго взрывания щит опускается в сторону лежачего бока. Положение его перед третьим взрыванием показано на рис. 320, *В*. Для опускания щита со стороны кровли пласта бурят шпуры *д* — в опорном целике висячего бока и *е* — в средних опорных целиках (рис. 320, *В*). Опираясь все время на целики угля, щит защищает работающих в забое от обрушающейся сверху породы, создавая безопасные условия труда.

По мере опускания щит «доходит» до основного штрека. На этом отработка данной полосы заканчивается. Затем рядом с ней должна начаться выемка следующей полосы, для чего к этому времени должны быть проведены и оборудованы углеспускные и ходовая печи и смонтирован новый щит.

Для правильного управления щитом необходимо соблюдать установленный порядок взрывных работ, уборки угля и опускания щита, контролируя его движение и состояние.

Подвигание на шаг посадки *а* (см. рис. 319) при одинарном щите производится путем одновременного опускания его по всей площади.

При сдвоенных щитах подвигание на шаг посадки производится путем одновременного опускания сперва всей секции лежачего бока, а затем всей секции висячего бока или наоборот, в зависимости от положения щита.

Для образования над щитом подушки до пуска его в работу над ним взрывают потолочину. На вентиляционном штреке в пределах межщитовых целиков выкладывают костры, а после обрушения потолочины устанавливают прочные перемычки, тщательно промазываемые глиной. После пуска в работу щит выводится из горизонтального положения и устанавливается вкрест простирания под углом к горизонту $95° - \alpha$, где α — угол

падения пласта; иными словами, лежачий бок секции опережает висячий. Секции лежачего и висячего боков сдвоенных щитов устанавливают с различным наклоном к горизонту: лежачего бока — под углом 95° — α, а висячего 100° — α.

Управление горным давлением при щитовой системе разработки сводится к перепуску пород, самотеком поступающих

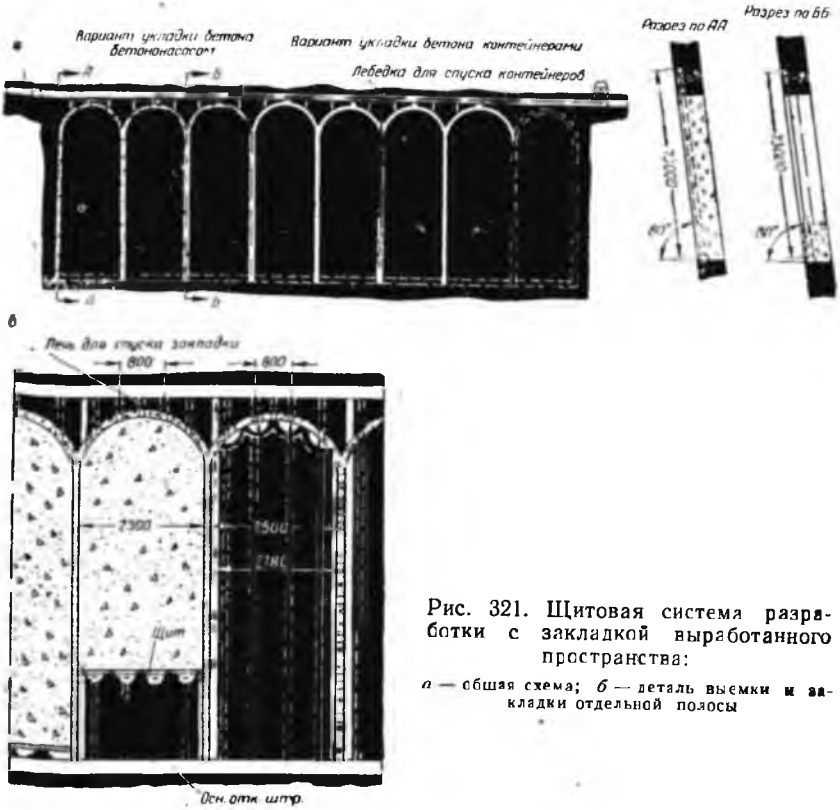


Рис. 321. Щитовая система разработки с закладкой выработанного пространства:

а — общая схема; *б* — деталь выемки и закладки отдельной полосы

в выработанное пространство и препятствующих значительному сдвижению пород висячего бока. Эта задача сравнительно успешно решается при разработке мощных пластов вблизи земной поверхности. Для разработки же глубоких горизонтов возникает необходимость ведения работ со щитовым перекрытием совместно с закладкой выработанного пространства пустой породой. Одно из технических решений этого вопроса, представленное на рис. 321, заключается в следующем.

Выемке отдельных полос предшествует выемка междущитовых целиков угля по восстанию. Образованная таким образом

печь шириной 2—2,5 *м* на всю мощность пласта заполняется бетоном. В этом бетонном столбе оставляют свободное пространство (выработку) для прохода вентиляционной струи, передвижения людей и спуска угля на основной штрек.

Для предохранения вынимаемой полосы от обрушения пород сверху устраивают бетонные своды по простиранию пласта,

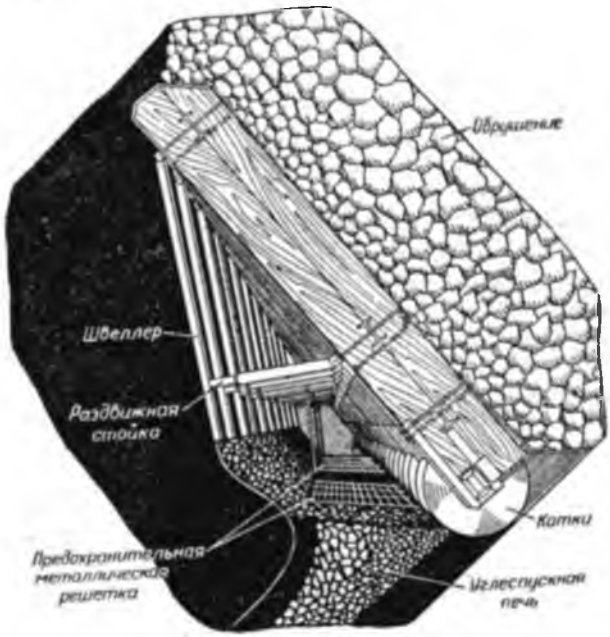


Рис. 322. Легкий щит на катках

опирающиеся на бетонные столбы, возведенные по падению пласта. Подачу закладочного материала в выработанное пространство предполагается осуществлять при помощи конвейеров, устанавливаемых на вентиляционном штреке, через отверстия, оставляемые в середине свода.

Для разработки наклонных пластов мощностью 4—8 *м* с углом падения 35—55° применяют легкие щиты на катках (рис. 322), состоящие из двух слоев накатника, уложенного по длине щита вкрест простирания пласта. Накатник состоит из деревянных брусьев сечением 32×34 *см*. Верхний и нижний ряды накатника скрепляют тремя поясами из двутавровых балок, врезанных в каждый брус на половину ширины полки. Брусья между собой и с этими поясами скрепляются хомутами, в результате чего образуется сплошное гибкое перекрытие

(гибкость обеспечивается за счет возможного перекоса буксы оси катка относительно опоры бруса).

Накатник у почвы пласта опирается на оси чугунных катков, а у кровли — на угольный целик.

Для предотвращения проникновения породы под щит по его периметру укрепляют фартуки из листовой стали, а сверху накатника укладывают два слоя стальной сетки.

Для защиты работающих под щитом от вывалов больших кусков угля забой крепят швеллерами и раздвижными стойками, которые служат также для устройства полков для бурения шпуров.

Углеспускные печи, как и при обычных щитах, перекрывают предохранительными стальными решетками, которые подвешивают к щиту.

Для более пологих пластов, в пределах 25—35°, в Кузбассе создают щиты с принудительной подачей от гидродомкратов: по мере выемки угля гидравлические домкраты выдвигают вперед лыжи, а затем по ним, той же гидравлической системой, передвигают опоры щита.

Б РАЗРАБОТКА МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С РАЗДЕЛЕНИЕМ НА СЛОИ

§ 124. ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ СЛОИ

Горизонтальными слоями разрабатывают пласты мощностью свыше 8—9 *м* с углом падения более 40°. При весьма слабых углях и неспокойном залегании горизонтальными слоями могут разрабатываться также пласты мощностью менее 8 *м*.

Отдельные слои можно вынимать как в нисходящем, так и в восходящем порядке, причем в первом случае работы ведут как с обрушением, так и с закладкой, а во втором — только с закладкой выработанного пространства пустой породой. Разработку горизонтальными слоями первых этажей в Кузбассе и в Челябинском районе производили как с закладкой выработанного пространства пустой породой, так и с обрушением. В настоящее время основным способом является разработка с закладкой.

При разработке горизонтальными слоями в нисходящем порядке этажи на подэтажи не разделяют и отрабатывают их отдельными выемочными полями длиной по простиранию 100—200 *м*.

Каждое выемочное поле вскрывают на откаточном и вентиляционном горизонтах промежуточными квершлагами, проводимыми из полевого или группового штреков. Выемочные поля часто делят на два крыла длиной по простиранию 75—100 *м*, между которыми оставляют на всю высоту этажа противопожарные целики шириной по простиранию 5 *м* (рис. 323).

Одновременно вынимают один или два слоя, причем выемку их можно производить как по простиранию, так и вкрест простирания. В первом случае очистные работы ведут от границ участка к центральному скату, проводимому в лежачем боку (см. рис. 323) пласта по породе или по нижележащему сближенному пласту.

Для увеличения длины очистного забоя последний иногда располагают диагонально — под углом 45° к простиранию пласта. При выемке вкрест простирания (поперечная выемка) очистные работы ведут в направлении от висячего бока пласта к лежачему (рис. 324, *а*) или в обратном направлении.

На откаточном и вентиляционном горизонтах штреки проводят у висячего и лежачего боков. Откаточный штрек, проводимый у висячего бока, делают двухпутевым, так как скаты устраивают также у висячего бока пласта. При горизонтальной мощности пласта меньше 10 *м* проводят один слоевой штрек; при большей мощности пласта — два: у висячего и у лежачего боков.

В настоящее время штреки проводят арочного сечения и крепят арочной шарнирной крепью. В период проведения штреки через 15 *м* сбивают для проветривания ортами (см. рис. 323).

В середине выемочного поля по висячему и лежачему бокам от откаточных до вентиляционных штреков проводят печи сечением 2×1,8 *м*, со сплошной крепью и двумя отделениями — углеспускным и ходовым. Такие же печи проводят по границам выемочного поля и иногда посередине каждого крыла. Печи, проводимые у висячего бока, оборудуют трубами диаметром 600—700 *мм* для спуска по ним угля. Нижнюю часть печи расширяют и обшивают листовой сталью для образования бункера емкостью 35—40 *т*. Устье углеспускной печи в откаточном штреке оборудуют металлическим затвором.

В середине выемочного поля, в одной вертикальной плоскости с печами, проведенными по углю, проводят центральную печь по породе, служащую для вентиляции, подачи закладочного материала и спуска леса. Эту печь проводят сечением 2,8×1,8 *м* и делят на три отделения: ходовое, лесоспускное и породоспускное, в котором прокладывают трубы для подачи воды.

Через слой, т. е. через 6—7 *м*, центральную печь сбивают с печью, проведенной по углю.

Очистные работы в каждом крыле ведут от границ выемочного поля к центральной печи, обычно одновременно в двух слоях. Выемку угля производят при помощи взрывных работ; доставляют отбитый уголь к углеспускным печам скребковыми конвейерами. Шаг закладки 4—5 *м*.

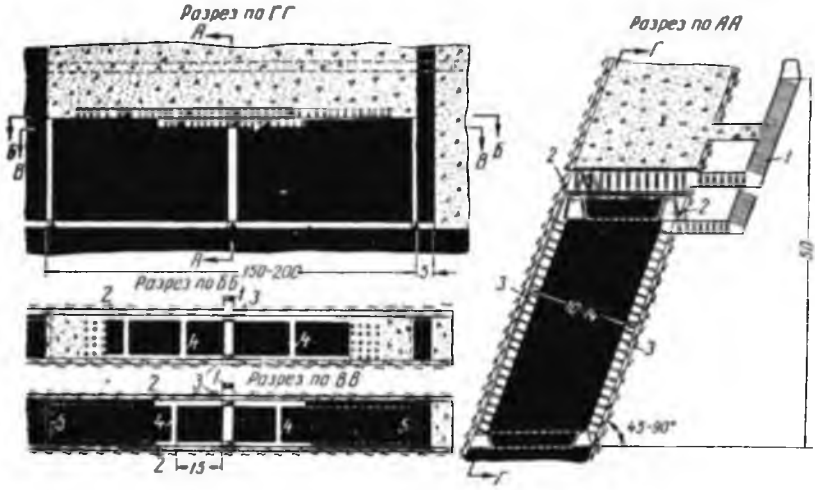


Рис. 323. Схема разработки мощного крутого пласта горизонтальными слоями в нисходящем порядке с закладкой:

1 — главная печь (скат); *2* — слоевые штреки; *3* — печи; *4* — орты; *5* — рассечной орт

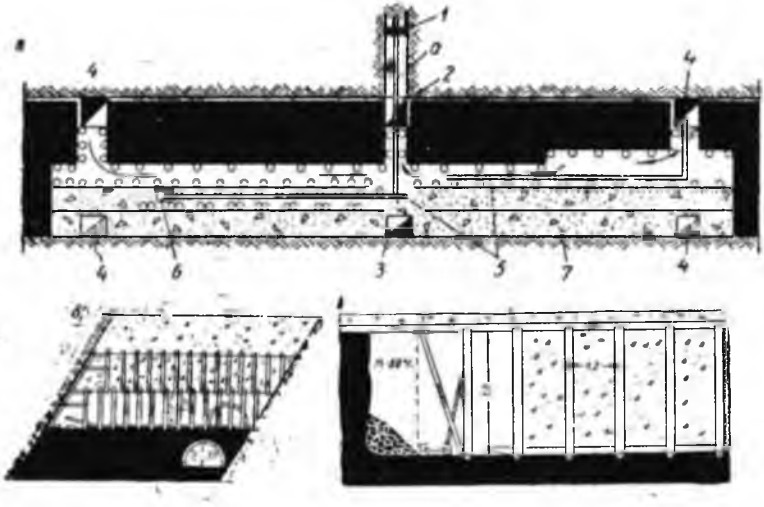


Рис. 324. Детали разработки мощных пластов горизонтальными слоями:

а — выемка слоя вкрест простирания; *б* — схема расположения слоевых штреков; *в* — схема очистного забоя слоя в разрезе; *1*, *2* и *3* — центральные печи; *4* — фланговые печи; *5* — конвейер; *6* — закладочная машина; *7* — слоевой штрек (заложенный)

Закладку выработанного пространства производят пневматическим или гидравлическим способом.

Закладочный массив должен быть воздухонепроницаемым, обеспечивать минимальные потери воздуха при проветривании и позволять работать под ним, т. е. образовывать плотную устойчивую кровлю, не дающую обрушений в рабочем пространстве отдельными кусками или участками. К закладке приступают после того, как в почве слоя уложена предварительная крепь, состоящая из лежней и металлической сетки.

В целях сокращения объема подготовительных работ в период подготовки слоев к очистной выемке проводят только один слоевой штрек у лежачего бока. Необходимый для эксплуатации второй штрек устраивают у висячего бока в период очистных работ в выработанном и закладываемом пространстве. Для этой цели в каждом слое у висячего бока пласта устанавливают трапециевидную деревянную крепь (см. рис. 324, *б*). Перед закладкой стойки этой крепи со стороны выработанного пространства обшивают тесом. Наиболее трудоемким процессом при очистной выемке в горизонтальных слоях является навалка отбитого угля на конвейер. В целях облегчения труда навалоотбойщиков применяют взрывонавалку угля. Для этого перед взрыванием зарядов конвейер устанавливают непосредственно у груди забоя (см. рис. 324, *в*) и на противоположном от забоя борту конвейера ставят щитки высотой, равной $^2/_3$ высоты слоя. При этом вручную приходится грузить только около 20% отбитого угля.

Крепление очистного пространства заключается в установке стоек под лежни предварительной крепи вышележащего слоя. Расстояние между рядами стоек принимают 1—1,2 *м*, а между стойками в ряду 1 *м*. При переходе очистным забоем стыков лежней устанавливают временную крепь в виде наклонных в сторону забоя металлических стоек.

После выемки четырех полос, т. е. через 4—5 *м*, укладывают предварительную крепь: по простиранию пласта в сделанные углубления кладут лежни длиной 4,5—5,5 *м* и диаметром 220—250 *мм* и на них в два ряда металлическую сетку. Конец лежня со стороны заложенного пространства соединяется с концом предыдущего лежня и схватывается с ним строительной скобой; со стороны забоя конец лежня должен выходить из пространства, подготовляемого к закладке, на 0,5 *м*. От рабочего пространства подготовляемую для закладки часть выработанного пространства отгораживают металлической сеткой или тесом.

Закладочную пневматическую машину устанавливают на вентиляционном штреке у центральной печи на расстоянии 250—300 *м* от забоя. Закладочный материал, доставляемый с поверхности крупностью не ниже 3 *мм* и не более 60 *мм*, загружается в машину из бункера емкостью 10—15 $м^3$. От машины до забоя

закладочный материал доставляется по трубопроводу диаметром 150—200 *мм*, причем необходимо стремиться к минимальному числу колен в нем. В штреках трубы прокладывают по подошве, а в очистном забое подвешивают на высоте 2—2,5 *м*.

Для избежания пылеобразования и для большей плотности закладочного массива на расстоянии 10—15 *м* от конца трубопровода вставляют трубу, по которой подают воду в таком количестве, при котором закладочный материал получается влажным, но не текучим.

При поперечной выемке (см. рис. 324, *а*), кроме центральных, проводят печи у границ участка. Затем проводят встречными забоями слоевые штреки, которые у границ и в середине слоя сбивают ортами, после чего приступают к очистным работам.

Отрицательной стороной горизонтальных слоев является большая трудоемкость очистных работ и вследствие этого низкая производительность труда.

Для устранения этого недостатка разработаны и в настоящее время проходят испытания крепильно-выемочные агрегаты типа «Кузбасс», которые должны обеспечить комплексную механизацию всех процессов в очистном забое.

Крепь такого агрегата представляет собой передвижное балочное перекрытие, управляемое гидродомкратами и перемещающееся под сеткой, настилаемой в вышележащем слое.

Выемка угля осуществляется агрегатом фронтального действия с челноковой работой исполнительного органа.

§ 125. ПОПЕРЕЧНО-НАКЛОННЫЕ СЛОИ

Систему разработки поперечно-наклонными слоями применяют при разработке крутых пластов мощностью более 8—10 *м*, залегающих под углами от 40—45 до 70°.

При этой системе слоям придают наклон вкрест простирания (рис. 325, *а*) под углом 30—35° к горизонту, что создает благоприятные условия для доставки угля и для закладки выработанного пространства породой.

Слои можно вынимать сверху вниз (в нисходящем порядке) и снизу вверх (в восходящем порядке).

На рис. 325 представлена система разработки поперечно-наклонными слоями с выемкой слоев в восходящем порядке и с гидравлической закладкой. Эту систему можно применять для отработки мощных крутых пластов в тех случаях, когда требуется предотвратить значительные сдвижения земной поверхности при подработке наземных сооружений, шахтных породных отвалов и пр. При этом будут получены лучшие результаты, чем при горизонтальных слоях, вследствие более полного (под

самую кровлю слоя) заполнения выработанного пространства закладочным материалом.

При поперечно-наклонных слоях выемочное поле, обычно длиной по простиранию до 200 *м*, вскрывают в середине квер-

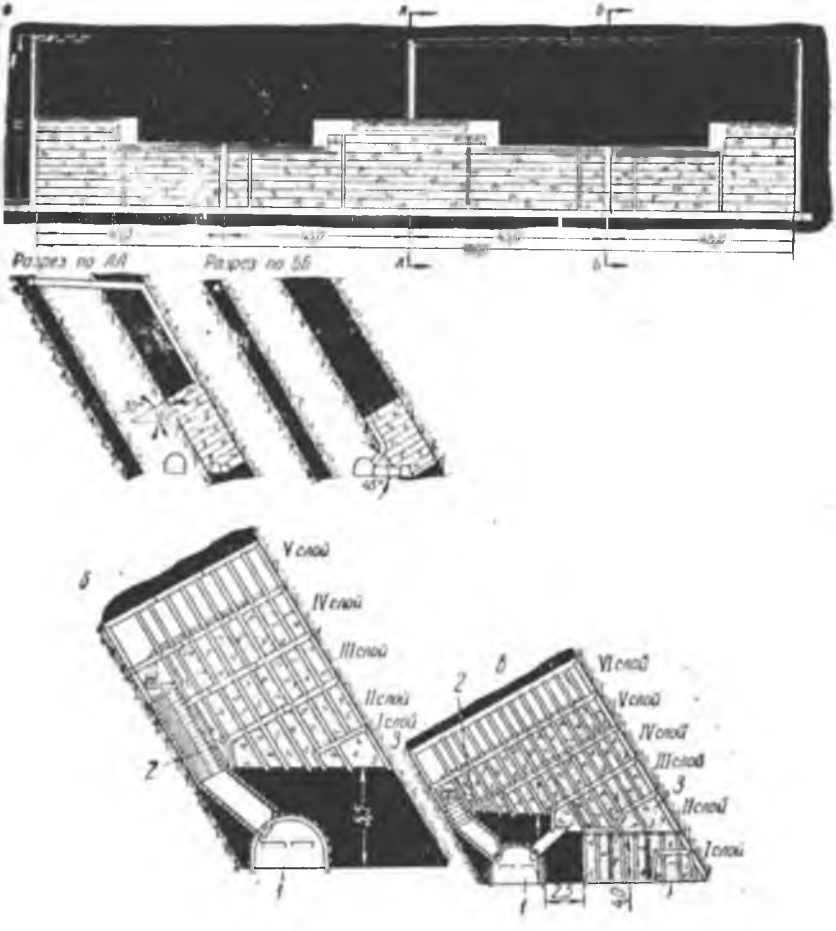


Рис. 325. Система разработки наклонно-поперечными слоями:
а — общий вид; *б* и *в* — детали отработки слоев при мощности пласта до 12 *м* и более 12 *м*

шлагом из группового штрека. Двусторонние выемочные поля отрабатывают в направлении от границ поля к промежуточному квершлагу, причем каждое крыло отрабатывают также двусторонними выемочными участками с доставкой угля к углеспускной печи (скату), проводимой в середине крыла. Длина крыла такого участка (блока) при этом равна 40—50 *м*.

При мощности пластов до 12 *м* от промежуточного квершлага проводят один основной штрек *1* у лежачего бока пласта (см. рис. 325, *б*); при мощности пласта более 12 *м* проводят два основных штрека *1* — у лежачего и у висячего боков (см. рис. 325, *в*).

В первом случае одновременно с основным штреком у лежачего бока пласта проводят первый параллельный штрек *2* (см. рис. 325, *б*). На вентиляционном горизонте проводят у висячего бока пласта вентиляционный штрек арочного сечения с металлической податливой крепью. Для нормального проветривания одновременно на том же уровне проводят параллельный вентиляционный штрек; оба штрека через 25—30 *м* по простиранию сбивают ортами.

В каждом крыле выемочного поля от основного до вентиляционного горизонта проводят у висячего бока пласта три печи: две по границам каждого крыла и одну посередине.

При работе с гидравлической закладкой на 2—3 *м* ниже горизонта основного штрека проводят водосборник, который колодцем соединяют с насосной камерой, устраиваемой возле промежуточного квершлага.

Очистные работы начинают с проведения от фланговых печей, в 5—6 *м* от почвы основного штрека, первого слоевого штрека *3* (см. рис. 325, *в*). Так как весь слой при этом полностью вынимается слоевым штреком, которому придается форма наклонного слоя, то первый слоевой штрек называют штрек-слой. От правильности расположения и проведения штрека-слоя зависит нормальная отработка последующих слоев. После окончания проведения штрека-слоя его полностью закладывают породой.

Второй слой вынимают от фланговой печи на центральную. Рассекают его непосредственно у кровли заложенного штрека-слоя у лежачего бока пласта, этот слой примыкает к штреку *2*. Уголь из второго штрека доставляется к центральной углеспускной печи при помощи скребкового конвейера, устанавливаемого в первом параллельном штреке Перед закладкой слой со стороны первого параллельного штрека отшивают тесом.

Высоту слоев принимают 2,8—3 *м*, ширину вынимаемой ленты — 0,8—1 *м*, шаг выемки и закладки 6 *м* (при неустойчивых углях может быть сокращен до 3—4 *м*).

Кровлю слоя затягивают всплошную, причем затяжки заводят в специально сделанные в верхняках крепи пазы глубиной 2—3 *см* с тем, чтобы при выемке последующего слоя они служили настилом.

Выемку угля в зависимости от его крепости и строения производят при помощи взрывных работ или отбойных молотков.

Уголь вдоль очистного забоя доставляется по неподвижным

металлическим рештакам, с которых он попадает на скребковый конвейер, установленный в слоевом штреке у лежачего бока пласта.

Слоевые штреки *4* образуются путем соответствующей отшивки выработанного пространства нижележащего слоя у лежачего и висячего боков (см. рис. 325, *в*) пласта. Расположение слоевого штрека ниже подошвы слоя создает удобства перегрузки отбитого угля, поступающего из очистного забоя, на конвейер слоевого штрека.

После окончания выемки полосы слоя шириной 6 *м* выработанное пространство подготовляют к закладке. Отшивку выработанного пространства от забоя производят тесом по предпоследнему от забоя ряду призабойной крепи, которую иногда усиливают стропильной крепью.

Для стока воды в отшивке выработанного пространства делают несколько окон, которые закрывают густой металлической сеткой. Между отшитой стенкой выработанного пространства и забоем по почве пласта прокладывают дренажные трубы.

Центральные углеспускные печи заранее не проводят, а устраивают в закладочном массиве по мере выемки слоев. В закладочном массиве сохраняются также фланговые печи.

Уголь из углеспускных печей может грузиться в вагонетки как в откаточном штреке, проводимом по пласту (см. рис. 325, *б* и *в*), так и непосредственно в полевом штреке (см. рис. 325, разрез по *ББ*).

При поперечно-наклонных слоях, отрабатываемых в восходящем порядке, можно также применять пневматическую закладку. Схема работ в этом случае остается в основном той же. Отсутствуют лишь водосборник и насосная камера, но на вентиляционном горизонте проводится камера для установки пневматической закладочной машины.

§ 126. НАКЛОННЫЕ СЛОИ

Система разработки наклонными слоями в нисходящем порядке с обрушением кровли является основной для пологих и наклонных пластов мощностью свыше 3,5 *м*.

Высота слоя обычно равна 2—3 *м*. В тех случаях, когда позволяет строение пласта, в качестве естественных границ между слоями должны быть использованы породные прослойки при обеспечении минимальной мощности слоя не менее 0,8 *м*.

Предельная мощность пласта, свыше которой обязательна разработка пологих и наклонных пластов наклонными слоями с закладкой, устанавливается проектом для каждого месторождения в зависимости от степени склонности угля к самовозгоранию и слеживаемости покрывающих пород после обрушения.

Основные штреки обычно проводят по углю у лежачего бока пласта. При очень сильном давлении проводят полевые штреки.

Нижний откаточный и верхний вентиляционный штреки соединяют наклонными вырабстками (рис. 326, *AB*), которые в дальнейшем служат бремсбергами или скатами. При значительной наклонной высоте этаж разделяют промежуточными штреками на подэтажи, которые отрабатывают в нисходящем порядке.

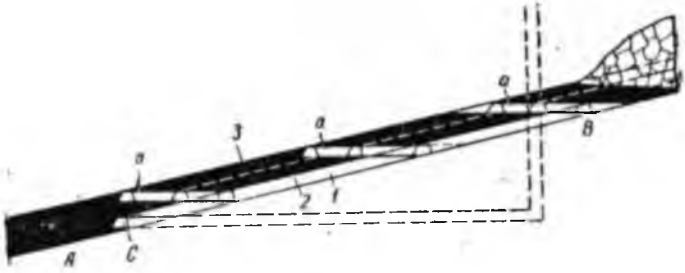


Рис. 326. Схема разработки мощного пласта наклонными слоями:

1, *2* и *3* — наклонные слои; *AB* — бремсберг; *C* — откаточный штрек; *a* — орты

Штреки проводят в каждом слое; бремсберги же (или скаты) лишь в одном, обычно нижнем слое, по которому, как это указывалось выше, проводят и основные штреки.

Слоевые штреки соединяют ортами. Каждый наклонный слой отрабатывают как пласт средней мощности, чаще всего длинными столбами. Выемку отдельных слоев при пологом залегании пласта можно производить при работе с закладкой как в восходящем, так и в нисходящем порядке, а при работе с обрушением — только в нисходящем порядке, причем к выемке нижнего слоя приступают лишь после того, как обрушенные породы кровли вышележащего слоя в достаточной степени уплотнятся. Время, необходимое для уплотнения обрушившихся пород, в первую очередь зависит от их характера; обычно на это требуется от нескольких недель до полугода, а иногда и более.

Разработка мощных пластов наклонными слоями с обрушением дает наиболее удовлетворительные результаты при углах падения от 10 до 20°.

На рис. 327 представлена разработка мощного пласта с обрушением кровли, принятая в Челябинском бассейне для пластов, которые могут быть выработаны двумя слоями мощностью 2,5—3,3 *м*.

Основной откаточный штрек *1* и бремсберг *2* проводят только по нижнему слою, промежуточные штреки *3* и верхний вентиляционный *4* — в обоих слоях. Каждый слой вырабатывают

длинными столбами по простиранию с разделением на два подэтажа. Выемку угля производят теми же способами, что и в пластах средней мощности.

Доставляют уголь из очистного забоя при пологом залегании при помощи конвейеров, а при наклонном — по неподвижным рештакам; доставка по промежуточным штрекам — конвейером.

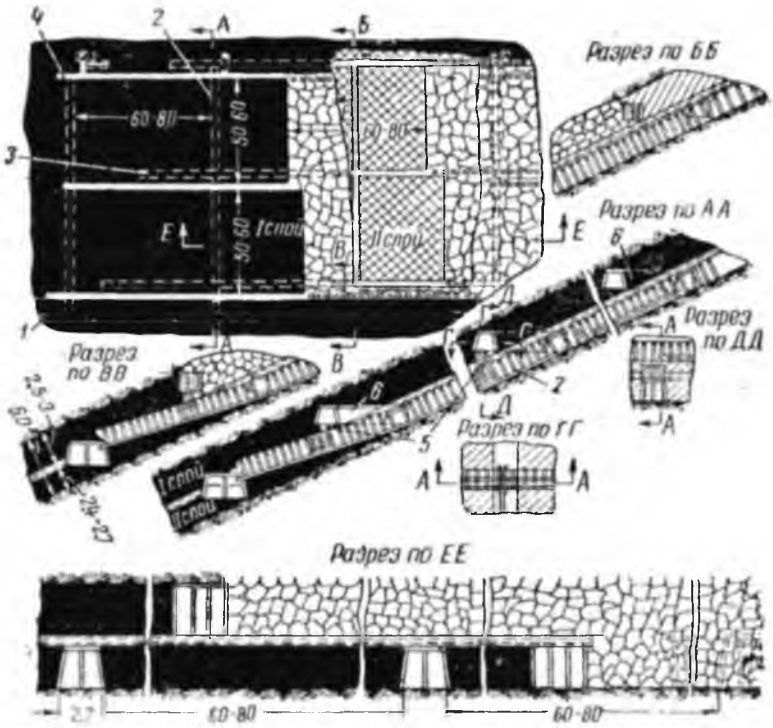


Рис. 327. Система разработки наклонными слоями с обрушением кровли

Для перепуска угля с промежуточного штрека верхнего слоя на конвейер, установленный в бремсберге нижнего слоя, проводят специальные печи *5* (рис. 327, разрез по *АА*). Для доставки материалов и передвижения людей слоевые промежуточные штреки сбивают ортами *6*.

Вследствие того, что пласты залегают среди слабых боковых пород, представленных мягкими пластичными глинистыми сланцами, управление кровлей в обоих слоях принято полным обрушением, причем нижний слой вырабатывают после того, как обрушившиеся породы уплотнятся, на что требуется от 2 до 3 мес.

В Челябинском бассейне мощные пласты разрабатывают наклонными слоями также в три и более слоя.

В Кузбассе и Караганде систему разработки наклонными слоями с обрушением кровли применяют на пологих и наклонных пластах мощностью 3,5—8 *м*. При неслеживающихся породах перед обрушением кровли слоя на его почве укладывают предварительную крепь — дощатый настил или металлическую сетку.

Наклонными слоями можно разрабатывать мощные крутые пласты, но только с применением полной закладки выработанного пространства пустой породой при выемке отдельных слоев в восходящем порядке.

Наклонные слои в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства (рис. 328) обычно применяют для разработки крутых пластов с относительно спокойным залеганием, углом падения в пределах 45—60° и мощностью от 4 до 9 *м* (два-три слоя).

При применении этой системы разработки на шахтах Кузбасса шахтное поле разбивают на выемочные поля, вскрываемые промежуточными квершлагами, проводимыми из полевых или групповых штреков. Выемочные поля бывают односторонними и двусторонними, т. е. очистные работы ведут в одну или в две стороны от квершлага. Длина односторонних выемочных полей на шахтах Кузбасса обычно составляет около 150 *м*, а двусторонних 300—400 *м*. Отрабатывают выемочные поля от границ к промежуточному квершлагу.

Мощность отдельных слоев — от 2 до 4 *м*, причем обычно мощность нижних слоев принимают больше верхнего, например, первого (снизу) 2,5—4 *м*, второго 2,5—3,6 *м* и третьего 2,0—3,2 *м*. Опережение между очистными работами в смежных слоях равно двум-трем шагам закладки, что составляет 18—24 *м*. Обычно такое же опережение принимают и между очистными работами отдельных подэтажей.

При принимаемой в Кузбассе вертикальной высоте этажа 100 *м* его делят на два-три подэтажа. До последнего времени чаще работы вели с опережением верхних подэтажей (см. рис. 328, *а*). При хорошем, плотном закладочном массиве, обеспечивающем минимальную усадку, возможно также опережение нижних подэтажей (см. рис. 328, *б*), при котором обеспечивается полная выемка целиков у подэтажных штреков. При подготовке мощного крутого пласта к разработке наклонными слоями в восходящем порядке откаточный штрек проводят у почвы пласта и через каждые 6—8 *м* сбивают печами со слоевыми штреками, проводимыми от него на расстоянии 4—5 *м*.

На вентиляционном горизонте проводят слоевые вентиляционные штреки, которые для обеспечения спуска закладочного

материала в отдельные слои самотеком располагают уступно (см. рис. 328, *а*, разрез по *ББ*). Вентиляционные слоевые штреки

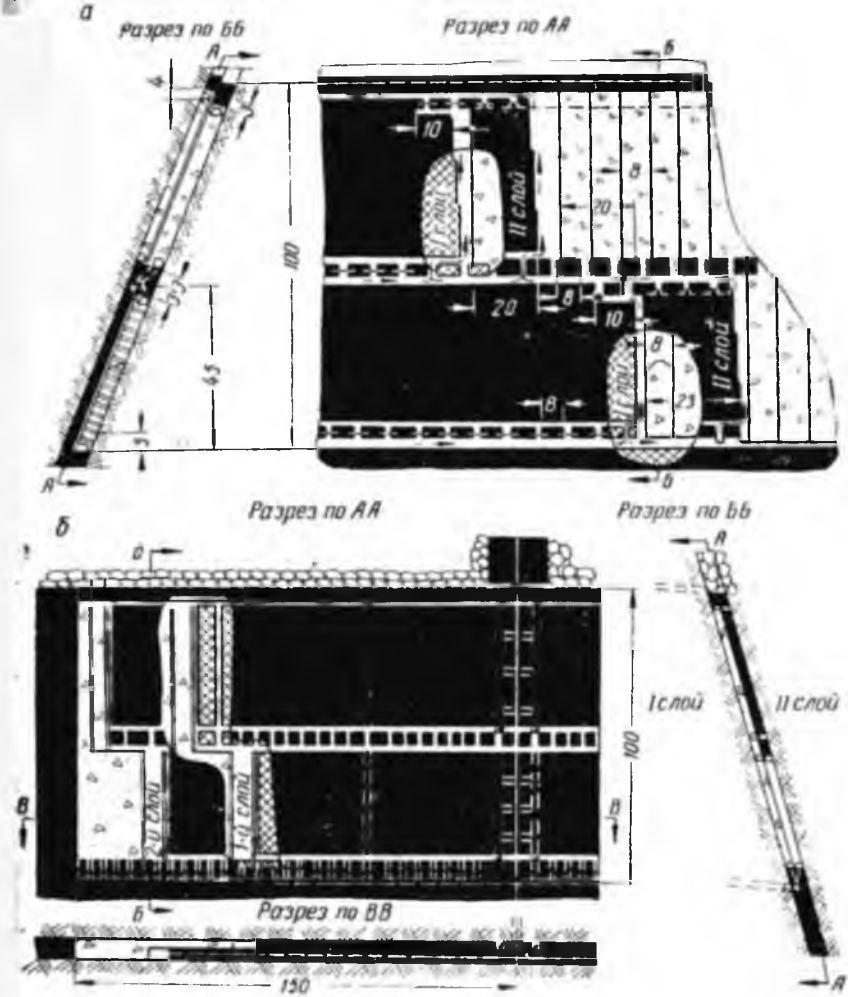


Рис. 328. Система разработки мощных крутых пластов наклонными слоями:

а — в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства; *б* — с закладкой и опережением нижних подэтажей

могут располагаться также в одной плоскости (см. рис. 328, *б*, разрез по *ББ*).

Промежуточные слоевые штреки, как и вентиляционные, в зависимости от их расположения (уступно или в одной плоскости) сбивают печами или ортами.

Около квершлага, вскрывающего выемочное поле, у лежачего бока пласта проводят сбоечную печь, соединяющую штреки откаточного и вентиляционного горизонтов и служащую в качестве центрального ската.

По мере проведения откаточных, промежуточных и вентиляционных штреков для целей проветривания сбоечно-бурильными машинами проводят печи. В дальнейшем эти печи могут служить для спуска угля, а также закладочного и крепежных материалов.

На границах выемочного поля по каждому слою проводят рассечные печи, из которых начинают очистную выемку.

Выемку угля в очистных забоях производят буровзрывным способом. Для разбивания крупных кусков и зачистки забоев, а также для выемки во втором и третьем слоях угля с развитым кливажем применяют отбойные молотки.

Выработанное пространство крепят стойками, устанавливаемыми на расстоянии 1 *м* ряд от ряда и одной стойки от другой. Шаг закладки обычно составляет 8—10 *м*. После окончания выемки угля в пределах шага закладки параллельно забою пробивают однорядную органную крепь, усиливаемую стропильной крепью, упирающейся в забой. Кровлю слоя и органную крепь обшивают тесом (при углах падения до 50—55° для этого можно применять металлическую сетку). Кровлю обшивают тесом для того, чтобы при выемке верхнего слоя закладочный материал не смешивался с углем и оставался на месте. В отгороженное таким образом пространство подается закладочный материал. Закладка выработанного пространства может быть самотечная, гидравлическая и пневматическая.

При разработке мощных крутых пластов наклонными слоями в восходящем порядке качество закладки имеет особое значение. Закладочный массив должен обладать минимальной усадкой, не должен сползать и оказывать большое давление на обшивку закладываемой полосы. Кроме того, для улучшения проветривания и предупреждения самовозгорания угля закладочный массив должен быть воздухонепроницаемым.

Особо тщательно следует заполнять закладочным материалом верхнюю часть выработанного пространства.

При гидравлической закладке отработка отдельных слоев возможна не только длинными столбами, но и полосами по простиранию (рис. 329). Ширина полосы 10—15 *м*.

В выемочном поле длиной 200 *м* по простиранию, вскрытом из полевого штрека, проводят пять скатов: два центральных — у почвы пласта, которые обслуживают все слои, и три фланговых — в каждом слое.

Одновременно вынимается только один слой. Этаж отрабатывают без разделения на подэтажи. Полосы длиной по падению 10—15 *м* отрабатывают от фланговых скатов к центральному.

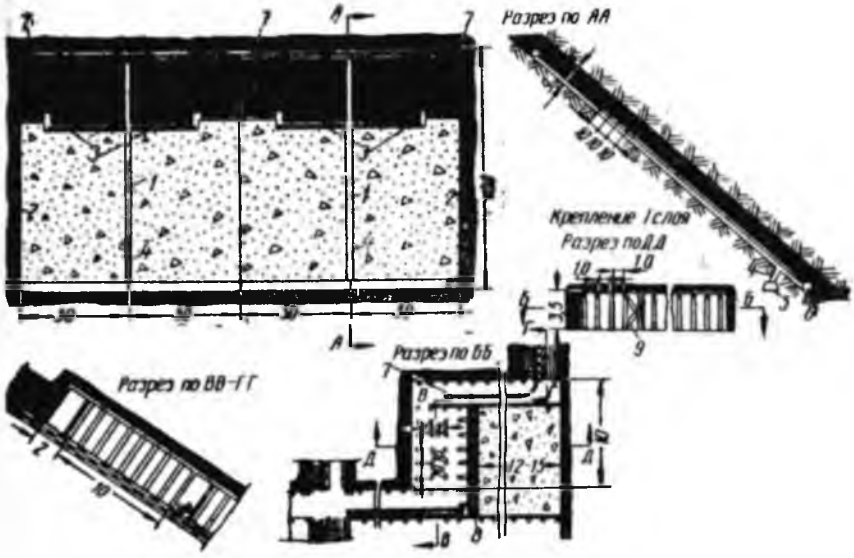


Рис. 329. Разработка мощного пласта наклонными слоями, отрабатываемыми полосами по простиранию с гидравлической закладкой:

1 — центральный скат; *2* — фланговые скаты; *3* — скребковые конвейеры; *4*—гезенк; *5* — полевой откаточный штрек; *6* — штрек-водосборник; *7* — закладочный трубопровод; *8* — органная крепь; *9* — стропильная крепь

Выработанное пространство заполняется породой после выемки полосы угля на длину 10—12 *м*. Отбитый уголь транспортируется к центральному скату скребковым конвейером, устанавливаемым на закладочном массиве.

§ 127. ПРОФИЛАКТИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ ОТ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ

Исследование причин возникновения подземных пожаров показывает, что они происходят главным образом вследствие несоблюдения правил ведения горных работ и невыполнения специальных мероприятий по предупреждению самовозгорания угля, особенно при разработке мощных крутых пластов.

Профилактические мероприятия эффективны только в том случае, когда они разработаны применительно к местным усло-

виям отдельных месторождений с учетом условий залегания, специфических особенностей данного месторождения, принятых способов подготовки отдельных участков, системы разработки и пр.

Одним из основных мероприятий и вместе с тем наиболее простым является отработка выемочных полей обратным ходом. В этом случае отработанное поле (или часть его) может быть легко изолировано и выключено из общей схемы проветривания, вследствие чего устраняется просачивание воздуха через выработанное пространство.

Большое значение имеют также сокращение потерь угля и изоляция погашенных выработок и отработанных выемочных полей.

Изоляцию погашенных выработок необходимо производить своевременно и тщательно; кроме того, следует вести систематическое наблюдение за состоянием перемычек, так как целики, в которых они устанавливаются, под действием горного давления могут раздавливаться, что приводит к деформации перемычек. Перемычки необходимо тщательно периодически ремонтировать и покрывать штукатуркой.

При разработке буроугольных месторождений важным профилактическим мероприятием является максимально возможное сокращение нарезных работ. Излишние нарезные работы в Челябинском бассейне, месторождениях Средней Азии, Дальнего Востока (рудник Артем) представляют серьезную опасность с точки зрения возникновения подземных пожаров, так как они уменьшают размеры оставляемых около выработок целиков, ухудшают условия изоляции погашенных участков и создают условия для просачивания воздуха, что приводит к самовозгоранию угля.

При разработке мощных буроугольных пластов в два слоя выемку нижнего слоя необходимо производить с отставанием не свыше 30—40 *м* или во времени 2—3 мес.

При разработке мощных пластов многослойными системами в выработанном пространстве могут оставаться целики и пачки угля между слоями, вследствие чего происходит неплотная или неполная посадка кровли; в таких местах возможно самовозгорание угля. Поэтому при разработке мощных пологих и наклонных буроугольных пластов в несколько слоев после выемки каждых двух-трех слоев производят профилактическую заиловку.

Разработку мощных крутых пластов наклонными слоями можно производить только с полной закладкой выработанного пространства пустой породой.

При применении в этих условиях щитовой крепи необходимо вести профилактическую заиловку.

Своевременная профилактическая заиловка необходима также при всех других системах разработки, применяемых на мощных крутых пластах.

При слоевой разработке конвейерные штреки отдельных слоев следует проводить в определенном порядке с учетом угла обрушения пород, так как если они проведены под целиком, то при последующей подработке и обрушении целика возникают условия, благоприятствующие самовозгоранию угля.

Вопросам проветривания следует уделять исключительное внимание. При неправильном выборе места установки вентилятора частичного проветривания, например вблизи отработанных выемочных полей, возможно усиление просачивания воздуха через них, что увеличивает опасность самовозгорания угля.

При очистных работах на небольшой глубине от поверхности проветривание необходимо вести на передние шурфы с соответствующим опережением вентиляционных штреков.

Весьма существенным мероприятием по предупреждению подземных пожаров является изолирование отработанных участков от поверхности, что достигается путем обортовки провалов, искусственного обрушения потолочной толщи, перекрытия выходящих на поверхность выработок и заиловки трещин.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое слоевая разработка мощных пластов, и на какие слои они могут делиться?
2. Опишите разработку мощных крутых пластов длинными столбами.
3. Опишите щитовую систему разработки и ее разновидности.
4. Опишите разработку мощных крутых пластов горизонтальными слоями.
5. То же, поперечно-наклонными слоями.
6. То же, наклонными слоями.
7. В чем заключаются профилактические мероприятия по предупреждению подземных пожаров от самовозгорания угля при разработке мощных пластов?

Глава XIV

ОСОБЫЕ СЛУЧАИ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ

§ 128. РАЗРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ

Если расстояния между отдельными пластами свиты большие, то такие пласты можно разрабатывать независимо и в любой последовательности.

При небольших расстояниях между отдельными пластами отработка одного из них может создать неблагоприятные условия для разработки другого.

Например, представим два пласта (рис. 330, *а*), залегающих на незначительном расстоянии. Если первым вынуть нижний пласт, то в результате смещения пород междупластья верхний пласт может оказаться разбитым трещинами, а некоторые его части смещенными (рис. 330, *б*), что сделает выемку этого пласта затруднительной. Такая деформация пласта, вызванная выемкой другого пласта, называется *подработкой.*

Практика показывает, что в большинстве случаев без существенного ухудшения работ на верхнем пласте можно вести его подработку, если мощность междупластья удовлетворяет условию

$$h \geqslant \frac{3m}{k-1} \text{ м}, \qquad (122)$$

где m — нормальная мощность пласта, *м*;

k — коэффициент разрыхления пород.

При определенных горногеологических условиях и небольшом расстоянии между пластами возможно проявление влияния работ на верхнем пласте на пласт, залегающий ниже. Такое явление получило название *надработки.*

Если расстояние между пластами весьма небольшое, то верхний из них может обрушиться вместе с породами кровли нижнего пласта и разработка его окажется вообще невозможной.

Пласты называют сближенными, если выемка одного из них влияет на выемку другого.

В «Правилах технической эксплуатации угольных шахт» дается следующее определение сближенности пластов: «Пласты считаются сближенными в том случае, когда одновременная выемка их затруднительна или невозможна или когда

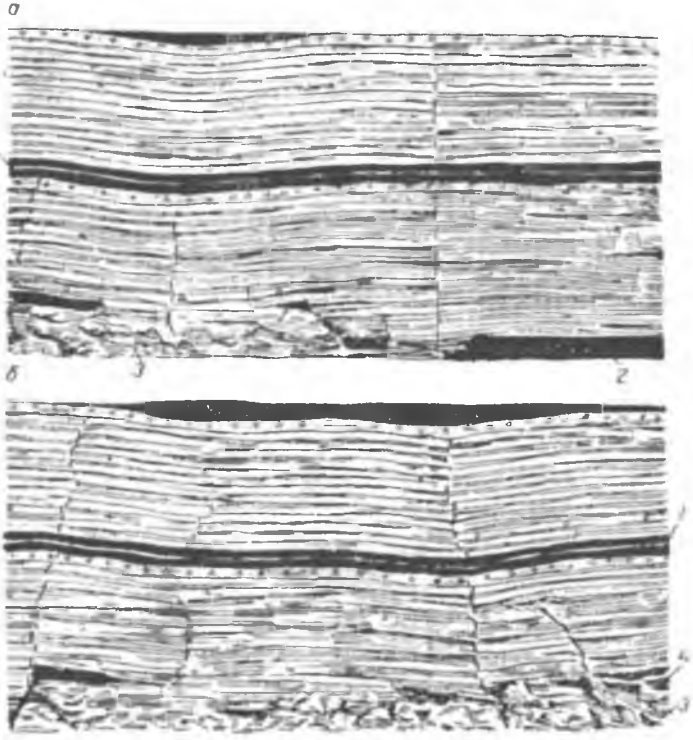


Рис. 330. Подработка сближенного пласта:
1 — верхний пласт; *2* — нижний пласт; *3* — выработанная часть нижнего пласта; *4* — обрушающаяся порода

выемка одного из них осложняет дальнейшую выемку другого».

С этой точки зрения правильнее говорить не о сближенности пластов, которая обычно определяется расстоянием между пластами или отношением этого расстояния к мощности нижнего пласта, а об *условиях сближенности*, характеризующихся, с одной стороны, естественными условиями залегания, а с другой — системой разработки и организацией ведения горных работ.

Долгое время существовала точка зрения о недопустимости при определенных расстояниях между пластами разработки нижележащих пластов ранее вышележащих.

Практика горных работ Донбасса, Кузбасса, Караганды и других бассейнов, а также специальные наблюдения показали, что разработка пластов в восходящем порядке во многих случаях не исключает успешной разработки верхнего пласта, так как равномерное, без нарушения сплошности, опускание пласта не может служить препятствием для его нормальной разработки.

Деформация вышележащего пласта в результате подработки нижележащим, при которой выемка его может быть значительно затруднена, возможна в том случае, когда верхний пласт попадает в зону беспорядочного обрушения пород, вызванного отработкой нижнего пласта.

После окончания процесса сдвижения пород, не сопровождавшегося резкими деформациями верхнего пласта, влияние подработки может быть весьма незначительным и совершенно не отражающимся на разработке этого пласта.

Если процесс сдвижения пород не закончился, даже незначительные деформации подработанного пласта могут оказать существенные затруднения при его разработке. Поэтому при решении различных технических вопросов, связанных с разработкой пластов в восходящем порядке, следует различать:

1) выемку подработанного пласта после окончания процесса сдвижения пород;

2) выемку подработанного пласта до окончания процесса сдвижения пород;

3) подработку действующих выработок верхнего пласта.

Последний случай является самым неблагоприятным.

Выбор рациональной системы разработки для подрабатывающего пласта необходимо производить с точки зрения минимальных деформаций в пласте подрабатываемом. Минимум деформаций, испытываемых подрабатываемым пластом, при прочих равных условиях, может быть достигнут применением систем разработки, устраняющих всякое сдвижение пород либо обеспечивающих их плавный прогиб.

Опыт работы советских угольных бассейнов показал, что при соблюдении ряда профилактических мероприятий можно избежать сильных деформаций вышележащих пород, даже работая с обрушением кровли.

При разработке пластов тонких и средней мощности наименьшие деформации подрабатываемого пласта будут вызываться (при работе с обрушением) при применении сплошной системы лава-этаж и при быстром и регулярном подвигании забоя.

Требования к системам разработки, устраняющим деформации подрабатываемого пласта, при работе с обрушением можно свести к следующему:

1. При разработке пластов тонких и средней мощности рекомендуется применять систему лава-этаж.

2. В случае разделения этажа на подэтажи:

а) целики около штреков заменять бутовыми полосами;

б) бремсберговые поля принимать возможно большей длины;

в) работы вести на передний бремсберг с опережением верхнего подэтажа в целях избежания оставления целиков у бремсберга;

г) не применять сплошной системы разработки с проведением нового бремсберга в целиках, так как в каждом выемочном поле при отходе очистного забоя от разрезной печи будут создаваться условия для бурного первого обрушения основной кровли, вредно отражающегося на подрабатываемом пласте;

д) избегать применения двусторонних бремсбергов; в случае же их применения разрезную печь нового поля проводить по завалу у границы целика.

3. При разработке мощных пластов:

а) применять слоевую выемку с максимально возможной длиной забоя;

б) мощность слоя принимать возможно меньшей, порядка 1,5—1,8 *м*;

в) при выемке отдельных слоев соблюдать требования, указанные для пластов тонких и средней мощности;

г) опережение выемки вышележащего слоя по отношению к выемке нижележащего должно быть таким, при котором деформация вышележащей толщи не являлась бы следствием одновременного сдвижения пород, вызванного разработкой нескольких слоев.

4. При разработке крутых пластов:

а) применять комбайны, обеспечивающие прямолинейность забоев;

б) при применении отбойных молотков длину уступа принимать возможно большей длины.

5. Во всех случаях подвигание забоев должно быть быстрым и регулярным.

6. При разработке свиты пластов:

а) опережение работ в отдельных пластах должно быть таким, как указывалось для отдельных слоев при выемке мощных пластов;

б) при применении групповых штреков откатку следует вести на передний квершлаг.

§ 129. РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВ, ОПАСНЫХ ПО ВЫБРОСАМ УГЛЯ И ГАЗА

Внезапные выбросы угля и газа могут быть разделены на следующие виды (ПТЭ, § 878):

а) внезапные выбросы газа и угольной мелочи;

б) внезапные обрушения (высыпания) угля с попутным газовыделением;

в) раздавливание и отжим угля в забоях, сопровождающиеся газовыделением;

г) внезапные выделения газа, сопровождающиеся разрывом или сдвижением пород кровли или почвы;

д) суфлярные выделения газа (см. гл. XXI).

Внезапные выбросы газа и угольной мелочи происходят главным образом вблизи геологических нарушений как на крутых, так и на пологих пластах и характеризуются воздушными толчками, громким и резким звуком, бурным выделением из угольного пласта метана с одновременным выбросом угля.

Внезапные высыпания угля с попутным газовыделением происходят на крутых пластах с очень мягким углем со стороны восстания пласта, в котором после этого остается полость характерной формы. Место высыпания обычно приурочено к внутренним углам (куткам) забоя; выделяющийся при высыпании угля метан выносит мелкий уголь и движется по направлению вентиляционной струи.

Раздавливание и отжим угля в забоях происходят под влиянием опорного давления боковых пород в выступающих в сторону очистного пространства частях или в отдельных целиках. Уголь выдавливается или отбрасывается на небольшое расстояние, обычно не более 3 *м*. Увеличение газовыделения при этом невелико.

Внезапные выделения газа, сопровождающиеся разрывом или сдвижением пород кровли или почвы, характеризуются неожиданным разрушением пород кровли или почвы с громким звуком, образованием в последних трещин вблизи угольного забоя и бурным выделением метана из этих трещин.

Суфлярные выделения газа характеризуются наличием отдельных трещин или сети трещин, из которых выделяется под давлением метан.

Вскрытие и разработка пластов, опасных и угрожаемых по выбросам угля и газа, может производиться только при наличии утвержденного техническим руководством специального проекта вскрытия, системы разработки, способов крепления подготовительных и очистных выработок и мероприятий по предупреждению выбросов и борьбе с ними.

До вскрытия таких пластов квершлагами должна быть проведена вентиляционная сбойка по соседнему пласту или по породе и обеспечено проветривание подготовляемого горизонта за счет общей депрессии (см. гл. XXI), а также установлена перемычка с дверью для предупреждения распространения метана в соседние выработки в случае выброса.

При приближении забоя вскрывающей выработки к опасным по выбросам пластам, начиная с расстояния 10 *м* от них, обязательно должно производиться бурение двух разведочных скважин длиной не менее 6 *м* каждая. Направление и длина скважин должны выбираться из условия обеспечения разведки впереди забоя 6-метровой толщи пород и пересечения скважинами вскрываемого пласта на полную мощность, включая все его пачки.

Непосредственно перед обнажением пласта (взрыванием зарядов в шпурах) толща породы между пластом и вскрывающей выработкой должна быть не менее 1 *м*, причем эта толща должна взрываться одновременно с углем. На время взрывания зарядов в шпурах люди должны быть выведены из всех выработок соответствующего крыла на данном горизонте, а также из всех выработок по исходящей струе. Взрывание следует производить с расстояния не менее 200 *м* от забоя, причем взрывник должен находиться на свежей струе. При вскрытии особо опасных пластов это расстояние должно быть увеличено, а люди выведены на поверхность.

В Донбассе на горизонте 537 *м* шахты «Красный Профинтерн» пласт Дерезовка и на горизонте 740 *м* шахты № 1 «Кочегарка» пласт Мазурка, наиболее опасные по внезапным выбросам, были вскрыты квершлагом после искусственного повышения прочности угля в кровле выработки методом силикатизации. Вскрытие пластов было осуществлено без внезапных выбросов, несмотря на то, что в разведочной скважине, пробуренной на шахте № 1 «Кочегарка» из забоя квершлага и вскрывшей пласт, давление метана достигало 34 *ат*.*

Для облегчения спокойного выхода метана в пластах, склонных к внезапным выделениям, применяют системы разработки с минимальным количеством подготовительных выработок, с длинными забоями прямолинейной формы.

Наиболее надежным средством предупреждения внезапных выбросов является выемка в первую очередь так называемых защитных пластов.

При надработке защитное действие проявляется на всю высоту этажа при расстоянии между пластами до 80 *м*. При подра-

* Я. Э. Некрасовский. Разработка пластов, подверженных внезапным выбросам угля и газа. Углетехиздат, 1951.

ботке защитное действие проявляется практически при любом расстоянии между пластами, но при крутом падении их нижняя часть этажа (примерно равная половине расстояния между пластами) оказывается незащищенной.

Защитное действие пластов заключается в разрядке напряженного состояния опасного по выбросам пласта и в интенсификации вследствие этого его дегазации.

Для понижения давления метана в забоях подготовительных выработок проводят глубокие передовые буровые скважины, дренирующие породы. В некоторых случаях применяют так называемое сотрясательное взрывание, т. е. взрывание соответственно расположенных шпуров с более сильными, чем обычно, зарядами. Сотрясательное взрывание производят обычно с поверхности или из камер-убежищ после удаления из шахты всех людей. В результате сотрясательного взрывания газ выходит в выработки в момент, когда это не представляет опасности для людей (см. Правила безопасности, § 97—98).

Очистные работы на защитном пласте должны опережать забой штрека на пласте, подверженном внезапным выбросам, не менее чем на двойное расстояние между пластами, считая по нормали. В первую очередь в качестве защитного следует вынимать сближенный пласт, залегающий выше опасного пласта.

Подготовительные выработки по углю (штреки, уклоны) на опасных по выбросам пластах должны проводиться узким забоем, с применением сотрясательного взрывания.

Разборка взорванного угля производится ручными инструментами, без применения пневматической и электрической энергии.

На пластах со слабыми боковыми породами, на которых применение сотрясательного взрывания невозможно, подготовительные выработки проводят с применением не менее двух опережающих скважин, расположенных в углах угольного забоя выработки.

На пластах с внезапными высыпаниями угля штреки проводят с опережающей крепью.

Бурение опережающих скважин и опережающее крепление производят в соответствии со специальными инструкциями Главной государственной горнотехнической инспекции.

На опасных крутых пластах рассечные печи можно проводить с опережающей крепью.

На опасных крутых пластах рассечные печи можно проводить или снизу вверх, с предварительным бурением сбоечно-бурильной машиной скважин большого диаметра, или сверху вниз, с применением сотрясательного взрывания. При проведении печей снизу вверх запрещается применение сотрясательного взрывания и отбойных молотков. Отбойка угля в этом случае должна производиться ручными инструментами.

Восстающие выработки следует крепить в рамку под распил или толстый обапол или сплошной венцовой крепью; забой должен быть постоянно закреплен и затянут.

На основании лабораторных работ, проведенных в Ленинградском горном институте, можно предполагать, что скважины большого диаметра, пробуренные в определенном порядке в массиве пласта, могут выполнять роль защитного пласта.

Существенным профилактическим мероприятием в деле борьбы с внезапными выбросами газа является также предварительная дегазация пластов (см. гл. XXI).

§ 130. РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ГОРНЫМ УДАРАМ

Горный удар представляет собой особого рода внезапное разрушение на участках от нескольких метров до нескольких сот метров угля, руды или породы, подобное разрушению при взрыве заложенных в них зарядов взрывчатого вещества, вследствие их перенапряженного состояния.

Горные удары сопровождаются резким сильным звуком, напоминающим взрыв, и сотрясением окружающих пород, которое ощущается даже на поверхности в радиусе нескольких километров, а также мгновенным выбросом угля или породы с образованием большого количества пыли, а в некоторых случаях и выделением больших количеств метана. При этом крепь выработок сильно повреждается или совершенно разрушается. Зачастую при горных ударах образуется сильная воздушная волна — *воздушный удар*. Горные удары представляют серьезную опасность для жизни шахтеров и вызывают крупные нарушения технологического процесса в шахте.

Основными естественными факторами, определяющими возможность возникновения горных ударов, являются:

1) глубина разработки более 250—300 *м*, причем с увеличением ее опасность горных ударов увеличивается;

2) наличие мощных, весьма прочных пород кровли и почвы;

3) крепкий уголь с высокими упругими свойствами.

При пологом залегании пластов горные удары проявляются чаще, чем при крутом.

Горные удары связаны с явлениями, наблюдающимися в зоне опорного давления. Поэтому с горнотехнической точки зрения им будут благоприятствовать способы разработки, при которых для поддержания выработок оставляется много целиков, а очистные работы ведутся таким образом, что требуется большой объем нарезных работ и создаются условия для зависания больших площадей пород кровли.

Несмотря на то, что случаи горных ударов в мировой практике известны не менее 100 лет и об условиях их возникновения

и мерах борьбы с ними за последние 50 лет в мировой литературе появилось много сообщений, до настоящего времени теории горных ударов нет.

При современном уровне знаний явление горных ударов объясняется следующим образом.

Нагрузка на целик, создаваемая весом вышележащих пород, вызывает накопление в нем упругой потенциальной энергии. Если эта энергия расходуется (высвобождается) на работу в процессе медленной деформации целика угля, то разрушения его может не произойти. Если же создаются условия для мгновенного высвобождения энергии, то происходит мгновенный переход потенциальной энергии в кинетическую, сопровождающийся бурным разрушением целика угля, — возникает горный удар.

Импульсом для такого мгновенного перехода может явиться пригрузка от дополнительного опорного давления при подходе к целику или к границе целика (при его выемке) очистного забоя.

Первые случаи горных ударов в Советском Союзе произошли около 20 лет назад. Особенно же они участились за последние 10 лет. В последние годы горные удары происходили в Кизеловском и Кузнецком бассейнах, а также на шахтах Средней Азии и Донбасса. Особенно часто горные удары происходили в Кизеловском бассейне при разработке пластов 11 и 13, расстояние между которыми составляет 20—25 *м*. Кровля и почва пластов представлены крепкими песчаниками, входящими в толщу каменноугольных отложений мощностью около 100 *м*. Выше залегают известняки мощностью несколько сот метров. Сопротивление песчаников на раздавливание 1000—2200 *кг/см*^{2}, а крепких пачек угля 300—600 *кг/см*^{2}. При разработке указанных пластов кровля зависает на больших площадях, вызывая большие нагрузки на целики в зонах опорного давления. Кроме того, происходит зависание и покрывающих известняков.

Меры борьбы с горными ударами в Кизеловском бассейне изложены во «Временной инструкции по ведению горных работ на шахтах Кизеловского бассейна, опасных по горным ударам».

Эти меры борьбы могут быть разделены на две группы:

1) приводящие к существенным изменениям механических свойств угля и вмещающих пород в районе ведения горных работ;

2) устраняющие возникновение областей больших концентраций опорных нагрузок, а следовательно, и больших концентраций напряжений и накоплений больших запасов потенциальной энергии.

К первой группе относится наиболее эффективный метод борьбы с горными ударами — предварительная разработка

защитных пластов и сотрясательное взрывание, которое в отдельных случаях способно вызвать высвобождение потенциальной энергии в виде горного удара.

Основными мероприятиями второй группы являются:

1) применение систем разработки с минимальной площадью опорных целиков и отработкой выемочных полей на передний бремсберг или скат;

2) отказ от околоштрековых целиков с заменой их породными полосами или с переходом на полевые штреки;

3) применение способа выемки угля в очистном пространстве, обеспечивающего меньше толчков и прямолинейность забоя;

4) применение способов управления кровлей, обеспечивающих полное обрушение непосредственной и части основной кровли, при котором происходит подбучивание вышележащей толщи пород;

5) при разработке свиты пластов — применение групповой подготовки пластов с проведением основных выработок по пустым породам или по пластам, не опасным в отношении горных ударов.

§ 131. РАЗРАБОТКА УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПОД ВОДОЕМАМИ И СООРУЖЕНИЯМИ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Практикой установлено, что в настоящее время не существует таких глубин разработки, при которых подземные работы в той или иной степени не отражались бы на земной поверхности. При разработке пластов под наземными сооружениями возникает опасность разрушения или повреждения последних ввиду деформации земной поверхности вследствие сдвижения пород. При необходимости подработки водоемов возможно затопление горных выработок водой, проникающей по трещинам, образующимся в результате сдвижения горных пород и вызванных им деформаций земной поверхности.

Известны случаи, когда по таким трещинам в выработки поступали катастрофические притоки воды, приводившие к затоплению выработок. В других условиях наблюдалось лишь повышение притока воды в выработки, требовавшее усиления работы водоотливных средств. Наконец, известны случаи, когда подработка водоемов не вызывала даже увеличения притока воды в подземные выработки.

Как отмечалось в § 101, охрана сооружений и водоемов на земной поверхности в подавляющем большинстве случаев осуществляется путем оставления предохранительных целиков.

Характер влияния подработки водоемов на подземные работы зависит, с одной стороны, от глубины залегания пластов, состава пород покрывающей толщи, мощности разрабатываемых пластов и угла падения, а с другой—от способа управления кровлей. Чем глубже залегают пласты, тем безопаснее при прочих равных условиях подработка водоема. Благоприятными условиями подработки водоемов являются наличие в покрывающей толще больших толщ водонепроницаемых пород — глин и глинистых сланцев, а также наличие на дне водоема глинистых и илистых пород. В последнем случае при поступлении воды из водоема трещины будут заиливаться.

Способ и средства управления кровлей следует выбирать с таким расчетом, чтобы основная толща покрывающих пород подбучивалась обрушающимися при посадке породами и оседала по возможности без разрыва сплошности.

Открытые трещины и повышенная пористость, увеличивающая фильтрационные свойства пород, а следовательно, и приток воды в выработки, образуются в областях растяжений пород. Поэтому отработку шахтных и отдельных выемочных полей следует планировать так, чтобы водоем по возможности приходился в зоне сжатия пород, т. е. в средней части мульды оседания (см. § 101).

Если подрабатываются реки и ручьи, то направление подвигания очистных работ должно обеспечивать расположение образующихся в результате сдвижения пород трещин поперек течения. В этом случае трещины быстрее заиливаются, и поступление воды в горные выработки прекращается.

Кроме указанных правил планирования горных работ, при подработке водоемов должны выполняться требования, указанные в § 129 применительно к разработке сближенных пластов.

В некоторых случаях по тем или другим производственным соображениям угольные месторождения приходится разрабатывать при глубине, меньшей безопасной.

При подработке наземных сооружений в этих условиях должны соблюдаться те же требования, что и при подработке водоемов. Кроме того, если заранее предусматривается возможность подработки строящихся зданий и сооружений, то проектирование и строительство их должны производиться в соответствии с «Временными техническими условиями на проектирование и строительство зданий и сооружений на угленосных площадях» (ВТУ).

Основными положениями ВТУ являются:

1) усиление конструкций зданий и сооружений производится в соответствии с величиной ожидаемых деформаций земной поверхности на рассматриваемом участке строительства;

2) уменьшение дополнительных усилий и деформаций, возникающих в конструкциях зданий и сооружений при их подработке, достигается при помощи специальных строительных мероприятий: разрезка зданий на отдельные отсеки, уменьшение нагрузок на погонный метр здания, допущение повышенных осадок фундаментов;

3) повышение прочности конструкций зданий и сооружений: ограничение проемности в стенах, усиление стен и фундаментов армированием, обеспечение лучшей связи между стенами и перекрытием и т. п.

Применение специальных строительных конструкций, предохраняющих здания и сооружения от деформаций и разрушения при их подработке, несколько удорожает их строительство, однако это удорожание, по данным шахт Донбасса, не превосходит 3,5—4%.

Для охраны подрабатываемых трубопроводов через определенные интервалы устанавливают специальные компенсаторы. При подработке железнодорожных путей должен быть установлен систематический надзор за состоянием полотна и верхнего строения пути и обеспечен их своевременный ремонт.

Более подробно о подработке наземных сооружений и водоемов см. специальную литературу.[1]

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое сближенные пласты, и какие требования должны соблюдаться при их разработке?
2. Какие требования должны соблюдаться при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа?
3. Что такое горные удары, и какие применяются меры борьбы с ними?
4. Как осуществляется разработка угольных пластов под водоемами и сооружениями на земной поверхности?

---

[1] С. Г. Авершин. Горные работы под сооружениями и водоемами. Углетехиздат, 1954.

Глава XV

НОВЫЕ СПОСОБЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 132. ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ ДОБЫЧА УГЛЯ

Опыты по подземной гидромеханизации были начаты в 1936 г. и проводились главным образом в Донбассе, на Урале (в Кизеле) и в Кузбассе.

Промышленные эксперименты в широком масштабе проводились в 1948—1951 гг. на шахте «Тырганские уклоны». В августе 1953 г. была сдана в эксплуатацию шахта «Полысаевская-Северная» (рис. 331), которая в конце 1956 г. освоила проектную мощность, а в начале 1957 г. перекрыла ее.

По перспективному плану развития гидродобычи к 1960 г. в различных бассейнах Советского Союза должен быть введен в работу ряд шахт общей производительностью 50 тыс. *т* угля в сутки. В связи с этим строится ряд гидрошахт в Кузбассе, Донбассе, Карагандинском и других бассейнах Советского Союза.

Подземная гидравлическая добыча угля успешно развивается не только в Советском Союзе, но и за рубежом: в Польской и особенно в Китайской народных республиках.

При *гидромеханизации* транспортировка угля является естественным продолжением *гидроотбойки.* В свете этого положения технологический процесс гидродобычи угля при подземных работах может быть представлен в следующем виде.

Гидромониторы (рис. 332), обеспечивающие отбойку угля, устанавливают в подготовительных и очистных забоях.

Смесь угля с водой — *пульпа* стекает вдоль забоя в нижний транспортный штрек, по которому укладывают желоба с уклоном не менее 0,03, достаточным для транспортировки угля силой воды безнапорным потоком. По этим желобам пульпа может самотеком стекать в околоствольный двор в камеру *гидроподъема* или до участкового *углесоса,* который под напором перекачивает пульпу по трубам к гидроподъему.

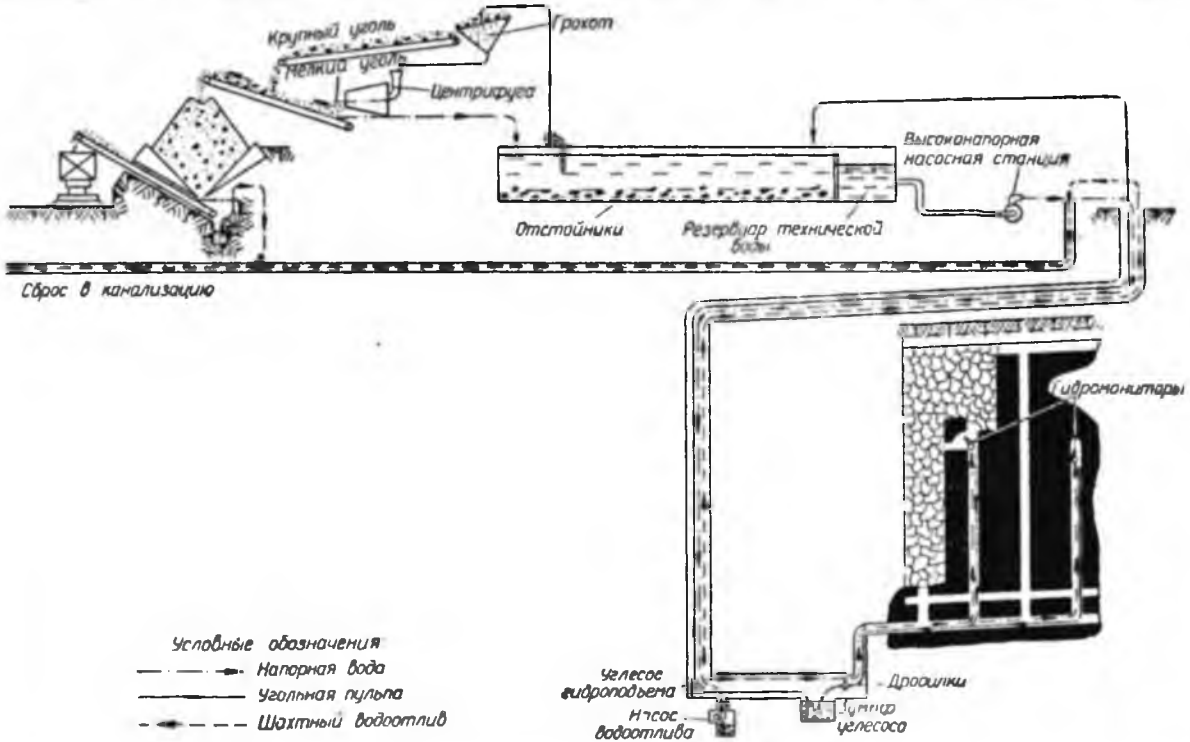


Рис. 331. Технологическая схема гидрошахты «Полысаевская-Северная»

Из околоствольного двора пульпа при помощи гидроподъема выдается по трубам на поверхность, где производится обезвоживание угля и осветление воды в отстойниках.

Осветленная вода насосами снова подается в шахту к гидромониторам, а уголь поступает на обогатительную фабрику.

При достаточно устойчивой кровле выемку угля можно производить без крепления очистного пространства, так как скорость подвигания забоя достигает 8—10 *м* в сутки.

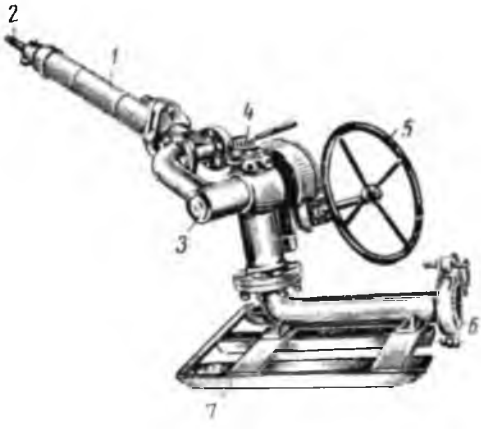


Рис. 332. Гидромонитор РГМ-1м:

1 — ствол; *2* — насадка; *3* — горизонтальная ось; *4* — вертикальная ось; *5* — шпурвал для поворота гидромонитора в вертикальной плоскости; *6* — патрубок для соединения гидромонитора с подающим воду трубопроводом; *7* — салазки

При проведении подготовительных выработок гидромонитор устанавливают на расстоянии 1—7 *м* от забоя.

Работами последних лет установлена полная возможность осуществления указанным способом выемки и транспортировки отбитого угля, причем отдельные операции легко объединяются в единый технологический процесс, что является отличительной особенностью и преимуществом гидравлического способа работ.

Для проведения подготовительных выработок и для очистных работ сотрудники ВНИИГидроугля (Всесоюзного научно-исследовательского и проектно-конструкторского института добычи угля гидравлическим способом) создали специальное вспомогательное оборудование для гидрошахт.

1. Забойное — гидромониторы для очистных и подготовительных забоев, которые переводятся на дистанционное управление; *механогидравлические проходческие комбайны* для проведения подготовительных и нарезных выработок;

2. Гидротранспортное — *желоба, гидроэлеваторы,* углесосы, *конусные дробилки* производительностью 150 *т/ч*; создается двухступенчатый углесос для гидроподъема на высоту 250 *м* производительностью 900—1100 $м^3/ч$ пульпы;

3. Вспомогательное — *ручные гидросверла,* вентиляторы частичного проветривания с гидроприводом, *гидросветильники,* имеющие гидравлическую турбину и индивидуальный генератор для одной лампочки;

4. Оборудование для обогащения и обезвоживания угля.

При крутом падении пласт разрабатывают системой подэтажных штреков, при пологом — длинными столбами по простиранию, отрабатываемыми полосами по падению. В первом случае непосредственно от ствола (или квершлага, вскрывающего пласт) проводят основной штрек с подъемом 0,05. На границе участка со стороны ствола проводят печи у лежачего и висячего боков пласта: первую — для спуска пульпы на основной штрек и вторую — для передвижения людей и укладки напорного водовода.

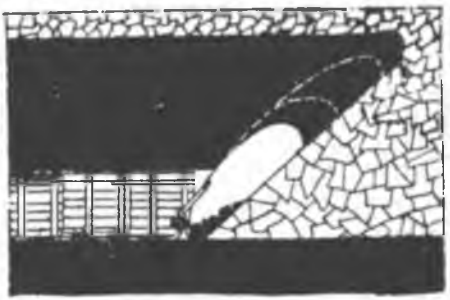


Рис. 333. Схема установки гидромонитора в подэтажном штреке

Печи через каждые 6 *м* по вертикали сбивают ортами, имеющими уклон 0,05 в сторону лежачего бока.

От каждого орта проводят парные (один близ лежачего, другой у висячего боков) подэтажные штреки с подъемом 0,05. Подготовительные выработки крепят деревянными неполными крепежными рамами.

Напорная вода к гидромониторам, устанавливаемым в подготовительных и очистных забоях, подается насосами, находящимися на поверхности, по трубопроводу диаметром 200 *мм*.

Очистное пространство не крепят, так как монитор устанавливают в подэтажном штреке (рис. 333).

Отбитый уголь из очистного или подготовительного забоя смывается водой по почве пласта на желоба, уложенные в подэтажном штреке, по которым он транспортируется к пульпоспускной печи.

На основном штреке уголь дробилкой дробится до крупности 70 *мм* и по желобам водой транспортируется в зумпф углесоса, который с водой подает его на поверхность в обогатительные и обезвоживающие установки.

Осветленная вода напорными насосами снова подается к гидромониторам.

При пологом залегании схема подготовки выемочного поля отличается от описанной выше схемы. В этом случае через каждые 100—120 *м* из основного штрека проводят сбойку, в нижней части которой устраивают зумпф участкового углесоса, перекачивающего пульпу в зумпф гидроподъема.

От сбойки в обе стороны проводят штреки с подъемом 0,05, из которых через 15 *м* засекают выемочные печи.

Отбойку угля в очистных забоях производят гидромониторами, устанавливаемыми в выемочных печах.

При проведении подготовительных выработок гидромониторами периодически приходится передвигать последние ближе к забою, удлинять напорный трубопровод и желоба для гидравлической транспортировки угля и крепить выработку.

Чтобы избежать при этом простоев, работу ведут по многозабойному методу, при котором одна бригада, состоящая из гидромониторщика и трех его помощников по креплению, обслуживает три забоя.

При такой организации работ один монитор (одна бригада) проходит в месяц 900—1000 *м* выработок.

На крепких углях для повышения производительности гидромониторов производят предварительное рыхление угля при помощи взрывчатых веществ.

В зарубежной практике известны способы рыхления угля сжатым воздухом высокого давления и путем нагнетания в пласт воды.

Более подробно о гидродобыче угля см. специальную литературу.[1]

§ 133. ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЯ

Идея подземной газификации угля принадлежит великому русскому ученому профессору Д. И. Менделееву, который впервые высказал ее в 1888 г. в статье «Будущая сила, покоящаяся на берегах Донца», помещенной в журнале «Северный вестник» (№ VIII). Гениальный ученый писал: «Настанет, вероятно, со временем такая эпоха, что угля из земли выламывать не будут, а там, в земле, его сумеют превращать в горючие газы и их по трубам будут распределять на далекие расстояния».

К идее подземной газификации Менделеев пришел, исходя из мысли о возможности превращения стихийно протекающих подземных пожаров в управляемый, организованно протекающий газогенераторный процесс.

Достоинством подземной газификации углей Д. И. Менделеев считал, с одной стороны, значительное сокращение тяжелого труда горнорабочих, а с другой, — возможность использования пластов малой мощности, которые неэкономично разрабатывать обычными способами.

---

[1] А. Д. Игнатьев и К. И. Иванов. Подземная добыча угля гидравлическим способом на пластах тонких и средней мощности. Углетехиздат, 1957.

Менделеев не только выдвинул идею подземной газификации углей, но и указал пути технического решения этой проблемы.

Он писал: «...пробурив в пласту несколько отверстий, одно из них должно назначить для введения — даже вдувания воздуха, другие для выхода — даже вытягивания (например, инжектором) — горючих газов ...»

В. И. Ленин 21 апреля 1913 г. в газете «Правда» в статье «Одна из великих побед техники» дал блестящий прогноз колоссальных перспектив, открываемых решением задачи подземной газификации.

В 1925 г. профессором Ленинградского горного института Б. И. Бокием была предложена первая схема подземной газификации угля.

В 1931 г. по решению ЦК партии при Главугле Народного комиссариата тяжелой промышленности была организована специальная «Комиссия по подземной газификации углей» и отпущены средства на проведение опытных работ.

К 1941 г. в СССР существовало уже несколько опытных станций подземной газификации углей: Горловская, Лисичанская, Подмосковная, Кураховская (строилась) и др.

Великая Отечественная война несколько затормозила развитие этой отрасли промышленности в связи с разрушением станций подземной газификации в Донбассе и Подмосковном бассейне.

В послевоенные годы вновь широко развернуты работы по подземной газификации углей.

В настоящее время на основе опыта работы восстановленных Лисичанской и Подмосковной станций «Подземгаз» создан ряд новых станций в других районах: Шатская (Подмосковный бассейн), Южно-Абинская (Кузбасс), Ангренская (Узбекистан) и Каменская (Донбасс). К 1960 г. намечен пуск в эксплуатацию дополнительно пяти станций в Кузбассе и Подмосковном бассейне.

В послевоенные годы начались также работы по подземной газификации в зарубежных странах: в США, Англии, Франции, Бельгии, Италии и в Польской Народной Республике.

В настоящее время в этой новой, богатой исключительными возможностями отрасли промышленности основным методом является метод *поточной газификации углей*.

При поточной газификации с поверхности по пласту проводят две наклонные выработки, которые на заданной глубине сбивают горизонтальной выработкой. Ограниченную этими выработками часть пласта называют панелью. Уголь газифицируется непосредственно в целике, без его предварительного рыхления. Для этого уголь разжигается в горизонтальной выработке, которая поэтому называется *огневым штреком*. Возникает

огневой забой, который постепенно перемещается по восстанию. Для регулирования процесса газификации в одну из наклонных выработок подается дутье, которое омывает огневой забой, способствуя неполному сгоранию угля. Образующийся при этом газ выходит на земную поверхность по другой наклонной выработке. В зависимости от того, какой газ надо получить, в качестве дутья применяют атмосферный воздух, воздух, искусственно обогащенный кислородом, пар, паро-воздушную или паро-кислородную смесь.

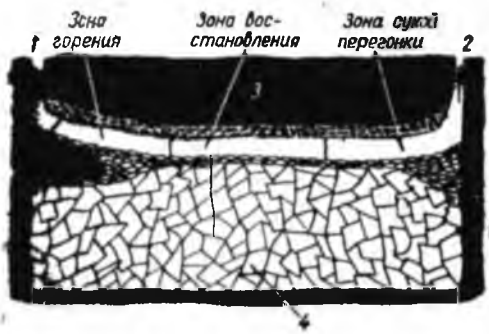


Рис. 334. Схема процесса подземной газификации углей по методу потока:

1 — дутьевая скважина; *2* — газоотводящая скважина; *3* — газифицируемый участок пласта; *4* — выгазованное пространство

Процесс подземной газификации угля по характеру протекающих химических реакций можно разбить на три зоны (рис. 334): *зона окислительных реакций* (горения), *зона восстановления* и *зона сушки* и *сухой перегонки.*

Первая зона начинается в месте соприкосновения кислорода дутья с углем, нагретым до температуры воспламенения, и кончается там, где содержание его в результате окисления углерода снижается до нуля.

В зоне окисления происходит непрерывный расход кислорода и увеличение количества окислов углерода с преобладающим содержанием CO_2.

Реакция образования CO_2 протекает с большим выделением тепла, расходуемого в основном на нагревание потока газообразных продуктов, которые, в свою очередь, двигаясь по каналу вдоль забоя, нагревают уголь до температуры 900—1200°.

Нагретый до известной температуры уголь определяет зону восстановительных реакций. В этой зоне образовавшийся ранее CO_2 вступает в реакцию с углеродом, содержащимся в пласте. При этом происходит восстановление его в CO. Восстановительные реакции сопровождаются поглощением тепла. При снижении температуры до 700° восстановительные реакции практически прекращаются.

Газовый поток, нагретый до температуры 700°, двигаясь по каналу, прогревает уголь, в результате чего происходит сушка и сухая перегонка угля с выделением летучих продуктов и влаги, которые присоединяются к газовому потоку.

Вследствие выделения в зоне окисления большого количества тепла происходит прогрев пласта в глубину, что создает усло-

вия для сухой перегонки и сушки угля на всем протяжении канала и не только на его поверхности, но и в толще пласта.

Для выравнивания фронта огневого забоя и равномерности процесса газификации устья выработок оборудуются таким образом, чтобы по каждой из них можно было подавать дутье или отводить газ, т. е. чтобы оно обеспечивало возможность периодического реверсирования дутья и газа.

Подготовку участков для подземной газификации (подземных газогенераторов) ранее производили шахтным способом, т. е. пласт вскрывали обычным способом, а затем проводили по нему штрек и наклонные выработки для подачи дутья и отвода газа. Такой способ подготовки оказался очень трудоемким и дорогим. Кроме того, практика показала, что в подземных газогенераторах, подготовленных шахтным способом, не обеспечивается надежная герметизация и устойчивый режим газификации.

В связи с освоением бурения наклонно направленных скважин сначала перешли на подготовку подземных генераторов *комбинированным,* а затем *бесшахтным* способом.

В первом случае обычным способом проходили только вскрывающие выработки, штреки и печи на границах газифицируемых участков. Печи проводили только до верхней границы участков. Для подачи дутья и отвода газа на эти печи с поверхности бурили вертикальные скважины. Позже был освоен подземный генератор, у которого обычным способом проводили только вскрывающие выработки и штрек. Все остальные каналы создавали путем бурения наклонных скважин по углю.

Освоение бурения наклонных скважин и соединения их между собой по пласту угля *фильтрационно-огневой сбойкой,* прожигаемой при помощи воздуха, позволило создать подземный генератор бесшахтным способом (рис. 335, *а*).

На Лисичанской станции «Подземгаз» разработан способ подготовки подземного генератора бесшахтным способом, при котором наклонные и горизонтальные каналы создаются путем бурения с поверхности земли соответственно направленных скважин (рис. 335, *б*).

На Лисичанской станции на одной из наклонных скважин удалось пробурить горизонтальную скважину длиной 118 *м* со скоростью 5,6 *м* в сутки. В Подмосковном бассейне освоено бурение горизонтальных скважин из наклонных на длину 50—60 *м*.

При бесшахтном способе подготовки подземных генераторов основные трудности представляет соединение отдельных скважин между собой.

Наиболее старым способом их соединения является прожиг, при котором у одной из скважин создается очаг горения, а по другой подается дутье, проникающее по трещинам и порам в

угле к очагу горения. Горение пласта распространяется в направлении к дутьевой скважине, канал прогорает, и создается первоначальный очаг газификации.

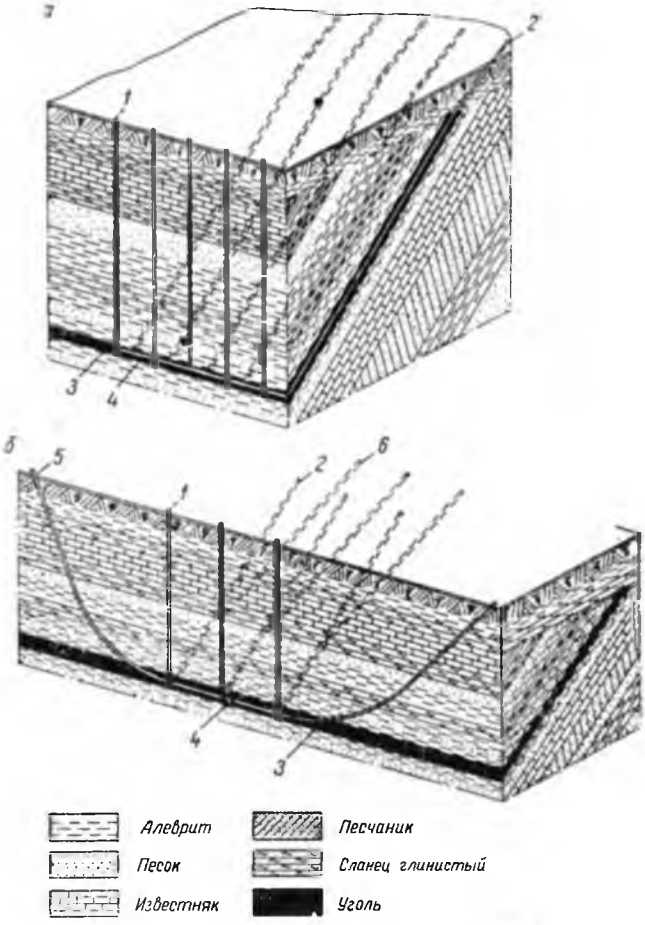


Рис. 335. Схема бесшахтного подземного газогенератора:
а — при огневой сбойке скважин; *б* — при бурении по пласту горизонтальных и наклонных скважин; *1* — дутьевая скважина; *2* — газоотводящая скважина; *3* — угольный пласт; *4* — канал; *5* — наклонная скважина с горизонтальным участком (канал *4*) по углю; *6* — полевая наклонная дутьевая скважина

При отсутствии трещин и значительных пор в угле первоначальный канал может быть создан гидравлическим способом. Гидравлическая сбойка скважин возможна, если расстояние между ними не превышает 3—6 *м*.

В этом случае производится длительная прокачка через одну из скважин воды, подаваемой в другую скважину. После размыва канала воду откачивают и производят прожиг указанным выше способом.

В настоящее время работники подземной газификации совместно с Академией наук СССР разработали и осуществили сбойку скважин при помощи электрического тока. В этом случае в скважины опускают электроды, по которым пропускается ток высокого напряжения (1,5—6 тыс. *в*) до тех пор, пока между электродами не образуется канал, заполненный трещиноватым пористым остатком. Этот канал затем прожигается путем подачи в скважину дутья.

Электрическая сбойка скважин получила промышленное применение на бурых углях и внедряется в Донбассе.

Для соединения скважин на большей глубине разработан способ сбойки воздухом высокого давления. В этом случае в одну из скважин подается воздух под высоким давлением, который отводится по другой скважине. Давление воздуха должно быть выше горного давления на величину, достаточную для разрыва пласта между скважинами. При глубине сбойки 300 *м* и расстоянии между скважинами 15—20 *м* давление воздуха должно быть порядка 120 *ат*. После разрушения пласта производят прожиг канала указанным выше способом.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое гидродобыча угля?
2. Как осуществляется подземная гидродобыча угля?
3. Какое оборудование применяется при подземной гидродобыче угля?
4. Что такое подземная газификация угля?
5. Что такое метод поточной газификации угля, и как он осуществляется?
6. Что такое бесшахтный способ подготовки подземных генераторов, и как он осуществляется?

Глава XVI

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 134. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Выбор системы разработки рудных месторождений зависит от ряда факторов, главнейшими из которых являются:

1) форма залегания месторождения;

2) размеры месторождения как по мощности, так и по простиранию и по падению;

3) условия залегания;

4) характеристика руд и боковых пород с точки зрения устойчивости, характера обрушения, способности слеживаться после обрушения и пр.;

5) содержание и распределение металла в рудном теле.

В зависимости от содержания и распределения в рудном теле металла существуют два способа выемки: *раздельная и валовая* (массовая). Первый способ заключается в выемке отдельно богатой и бедной руды или в выемке руды по сортам соответственно минералогическому составу и качеству. При валовой добыче разрабатывают совместно и богатую, и более бедную часть рудного тела, а также могут совместно добываться несколько разновидностей полезного ископаемого или полезное ископаемое и пустая порода.

Форма рудной залежи оказывает гораздо большее влияние на разработку, чем форма пластовых месторождений, вследствие резких, как правило, изменений контуров залежи.

Кроме формы рудной залежи, на выбор системы разработки большое влияние оказывает характер ее границ с вмещающими породами, т. е. явно выраженные (простая форма) или неявно выраженные (сложная форма) границы.

Вследствие частых и иногда значительных изменений мощности и простирания рудной залежи для их характеристики вводят понятие о *рудной горизонтальной площади,* под которой пони-

мают горизонтальное сечение залежи на соответствующем горизонте.

Введя понятие о площади месторождения, можно подойти к условной характеристике интенсивности его разработки, выраженной *коэффициентом эксплуатации K:*

$$K = \frac{A}{S}, \tag{123}$$

где A — годовая добыча, m;

S — горизонтальная площадь месторождения, $м^2$.

Иными словами, коэффициент эксплуатации выражается количеством тонн годовой добычи с квадратного метра площади месторождения.

Коэффициент эксплуатации может быть выражен также в виде функции годового опускания h выемки полезного ископаемого по вертикали. Так как годовая производственная мощность шахты A равна

$$A = Sh\gamma c, \tag{124}$$

где Sh — объем руды, извлекаемой за год, $м^3$;

γ — объемный вес руды, $т/м^3$;

c — коэффициент извлечения,

то из (123) и (124)

$$K = \frac{A}{S} = \frac{Sh\gamma c}{S} = h\gamma c. \tag{125}$$

Иными словами, коэффициент эксплуатации представляет собой произведение среднего годового опускания разработки залежи по вертикали, объемного веса руды и коэффициента извлечения.

Угол падения и мощность залежи при разработке рудных месторождений также оказывают большое влияние на выбор системы разработки.

По углу падения с точки зрения условий разработки рудные залежи делят на пологие (от 0 до 25°), наклонные (25—45°) и крутые (45—90°).

По мощности рудные залежи принято делить на пять групп: весьма тонкие — мощностью менее 0,7—0,8 *м*; тонкие — 0,8—2 *м;* средней мощности — 2—5 *м*; мощные — от 5 до 20 *м*; весьма мощные — мощностью более 20 *м*.

Рациональными системами разработки рудных месторождений, так же как и при разработке пластовых месторождений, считают те, которые обеспечивают:

1) безопасность работ;

2) минимальную себестоимость руды и извлеченного из нее металла;

3) минимальные потери руды;

4) соответствие интенсивности разработки потребностям в руде.

При оценке систем разработки с точки зрения потерь полезного ископаемого следует иметь в виду, что, кроме *количественных потерь,* происходящих и при разработке месторождений, при разработке рудных месторождений в том или ином размере имеют место еще *качественные потери.*

Под качественными потерями, обычно называемыми *разубоживанием руды,* понимают уменьшение процентного содержания полезных компонентов в добытой руде по сравнению с содержанием их в массиве.

Отношение разности содержания металла (в граммах или в процентах) в массиве и в добытой руде к содержанию его в массиве называется *коэффициентом разубоживания,* а то же отношение, выраженное в процентах, — *процентом разубоживания.*

Таким образом, коэффициент разубоживания может быть определен следующим образом:

$$\frac{v - v_2}{v}, \qquad (126)$$

где v — содержание металла в массиве, $г$;

v_2 — то же, в выданной руде.

Соответственно процент разубоживания R выразится в виде

$$R = 100\frac{v - v_2}{v} = 100\left(1 - \frac{v_2}{v}\right), \ \%. \qquad (127)$$

Если боковые породы, за счет примеси которых к выдаваемой руде происходит разубоживание последней, содержат v_1 % металла, то процент разубоживания R_1 будет равен

$$R_1 = 100\frac{v - v_2}{v - v_1} = 100\left(1 - \frac{v_2 - v_1}{v - v_1}\right), \ \%. \qquad (128)$$

При разработке рудных месторождений шахтное поле, так же как и при разработке пластовых месторождений, делится на этажи, вертикальная высота которых колеблется в пределах от 25—30 до 80—100 *м*.

По восстанию этажи могут делиться на подэтажи, а по простиранию — на *выемочные поля* (блоки). Наклонная длина блока по падению обычно совпадает с наклонной высотой этажа; по простиранию же блоки ограничиваются восстающими выра-

ботками, расстояние между которыми определяется порядком отработки блоков.

Общее направление отработки этажей может быть от ствола шахты к границам и от границ шахтного поля к стволу. Направление же выемки в отдельных блоках может быть по простиранию, по падению и по восстанию.

Подготовительные работы при разработке рудных залежей заключаются в проведении этажных откаточных штреков, подэтажных штреков, если применяющаяся система разработки требует разделения этажей на подэтажи, и наклонных и вертикальных выработок, которые носят название *восстающих*. Последние служат для сообщения между откаточным штреком, очистным забоем и верхним штреком, для вентиляции, а также для спуска руды из очистного забоя на основной штрек и породы для закладки с верхнего штрека в выработанное пространство.

Кроме этих основных подготовительных выработок, могут проводиться и некоторые другие второстепенные выработки, присущие лишь отдельным системам разработки.

Горизонтальные выработки в большинстве случаев крепят неполными крепежными рамами. При проведении их в очень крепких породах крепь может совсем отсутствовать.

Восстающие выработки в малоустойчивых породах крепят сплошной венцовой крепью, в породах средней устойчивости — венцовой крепью на стойках, а в крепких устойчивых породах — только распорными стойками, служащими для отшивки отделений и для устройства лестничных полков.

В восстающих выработках обычно устраивают два отделения, одно из которых служит путевым, а другое — для спуска руды. Последнее называют *рудоспуском*. Руда спускается по рудоспуску под действием собственного веса. Доставку крепежного леса в забой в случае необходимости производят при помощи небольших лебедок, устанавливаемых при доставке леса снизу вверх на нижнем штреке.

Вследствие большой крепости руды выемку ее производят почти исключительно при помощи взрывных работ, а благодаря преимущественно крутому залеганию рудных тел доставка добытого полезного ископаемого к откаточному штреку в большинстве случаев осуществляется под действием силы собственного веса без помощи механических устройств.

При разработке рудных месторождений, как и при разработке пластовых, большое значение имеет управление горным давлением.

Раньше, независимо от условий залегания и крепости пород, с проявлениями горного давления боролись путем крепления очистного пространства, оставления целиков руды или закладки выработанного пространства пустой породой. В настоящее

время, наряду с этими методами работ, получила распространение разработка рудных месторождений с планомерно регулируемым обрушением покрывающих пород, причем для обеспечения добычи руды нередко используется горное давление.

Поддержание очистного пространства при разработке рудных месторождений в зависимости от условий залегания и характера покрывающих пород и самой руды может осуществляться путем:

1) оставления целиков (столбов) руды или породы;
2) крепления;
3) закладки породой и
4) магазинирования руды, т. е. временного оставления в очистном пространстве отбитой руды для поддержания боковых пород.

При разработке руд, как и при разработке пластовых месторождений, необходимо стремиться к такой организации работ, при которой будет строго выдерживаться заданная цикличность.

Вследствие чрезвычайного разнообразия условий залегания рудных месторождений применяют очень много разновидностей систем их разработки. В основном они могут быть разделены на две основные группы: открытые и подземные работы.

Подземные системы разработки рудных месторождений могут классифицироваться следующим образом:

1) системы разработки с открытым очистным пространством;
2) системы разработки с креплением очистного пространства;
3) системы разработки с закладкой очистного пространства;
4) системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве;
5) системы разработки с обрушением руды и покрывающих пород;
6) комбинированные системы разработки.

§ 135. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

Н. И. Трушков назвал открытым очистным пространством такое, которое не заполнено закладочным материалом, часто поставленной крепью или временно оставленной рудой и в котором люди могут свободно передвигаться при отбойке и уборке полезного ископаемого.

Систему разработки с открытым очистным пространством применяют для разработки рудных залежей с крепкой рудой при крепких боковых породах.

При разработке открытым забоем залежей с углом падения 30—90° и мощностью до 3,5 *м* в большинстве случаев применяют

потолкоуступную выемку (рис. 336, *а*), при более пологом — *сплошную* (рис. 336, *б*).

При весьма устойчивых вмещающих породах и крепкой руде можно применять *почвоуступную выемку* (рис. 336, *в*). Иногда применяют *комбинированную выемку,* при которой верхнюю часть этажа вырабатывают почвоуступно, а нижнюю — потолкоуступно.

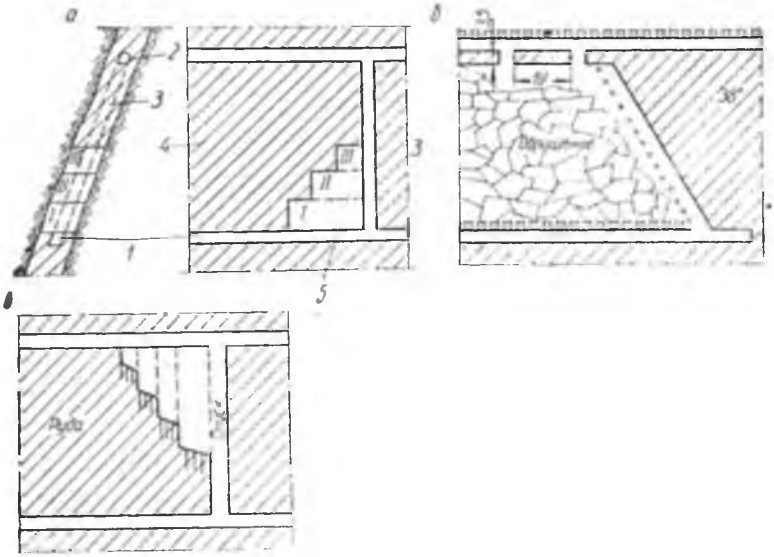


Рис. 336. Система разработки открытым забоем:

а — потолкоуступная выемка; *б* — сплошная выемка; *в* — почвоуступная выемка; *1* — откаточный штрек; *2* — вентиляционный штрек; *3* — восстающий; *4* — руда; *5* — выработанное пространство; *I*, *II* и *III* — номера уступов

При почвоуступной выемке рабочие, стоя на руде, бурят шпуры вниз, вследствие чего производительность бурения повышается, что и является положительной стороной этого способа. Недостаток этого способа — необходимость перебрасывания лопатой отбитой руды по уступам при доставке ее к штреку.

Отбойку руды производят при помощи взрывных работ. Тип бурильных машин выбирают в зависимости от принятого способа выемки и принятого в соответствии с этим расположения шпуров.

При крутом падении и значительной мощности рудной залежи (3—20 *м*), при крепкой руде и отсутствии значительных прослойков пустой породы применяют несколько видоизмененную по сравнению с вышеописанной систему разработки с открытым за-

боем — так называемую *систему подэтажных штреков* (рис. 337).

От места вскрытия месторождения квершлагами в обе стороны от них проводят основной и вентиляционный штреки. Эти

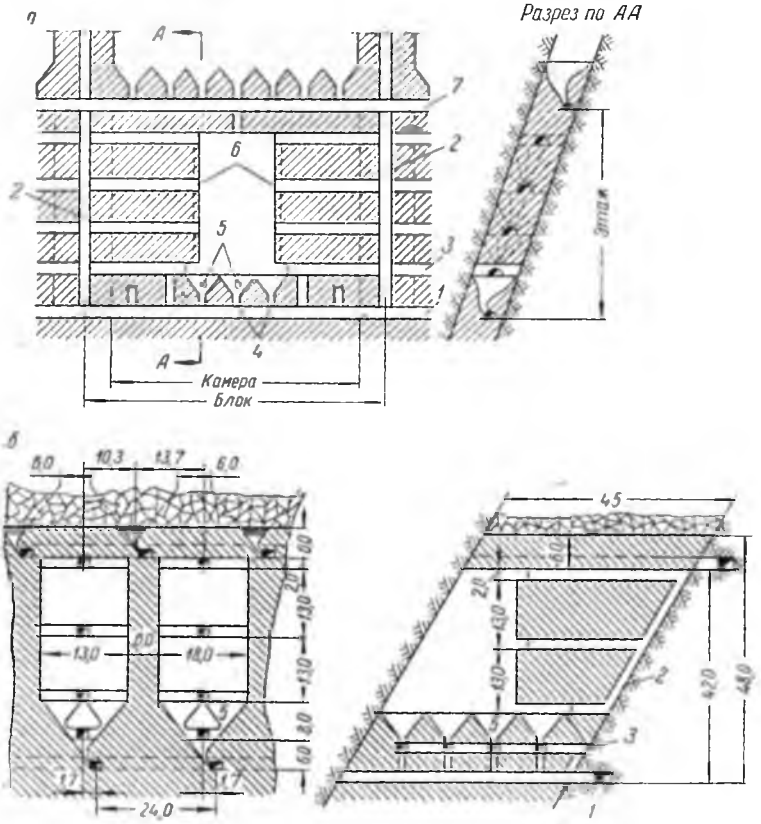


Рис. 337. Система разработки подэтажными штреками:

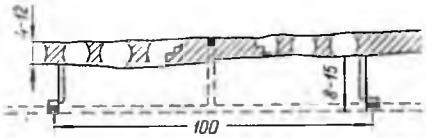
1 — этажный откаточный штрек; *2* — восстающие; *3* — горизонт подсечки; *4* — рудоспуски; *5* — воронки; *6* — подэтажные штреки; *7* — вентиляционный штрек

штреки сбивают между собой восстающими *2,* от которых на расстоянии 7—15 *м* один от другого проводят подэтажные штреки.

Отбитая руда с концов подэтажных штреков поступает в выработанное пространство, образующееся по мере выемки руды, а из него через воронки, устраиваемые в целиках над основным штреком (рис. 337), и выпускные люки грузится в вагонетки, в которых откатывается к стволу шахты.

Благодаря предложенным новаторами производства методам бурения глубоких восстающих скважин из нижнего подэтажного штрека и в направлении вниз из верхнего штрека, а также горизонтальных скважин с применением колонковых зарядов в Кривом Роге перешли на работы с увеличенной высотой подэтажей.

Систему разработки подэтажными штреками применяют в нескольких вариантах. Например, при мощности рудной залежи до 20 *м* блоки вынимают по простиранию (рис. 337, *а*); при мощности от 20 до 50 *м* выемку ведут вкрест простирания (рис. 337, *б*),



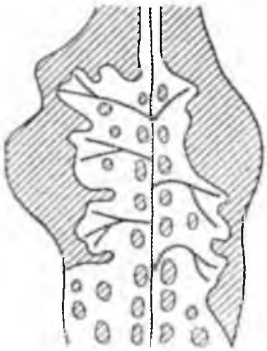


Рис. 338. Сплошная система разработки с нерегулярно оставляемыми столбами руды или пустой породы

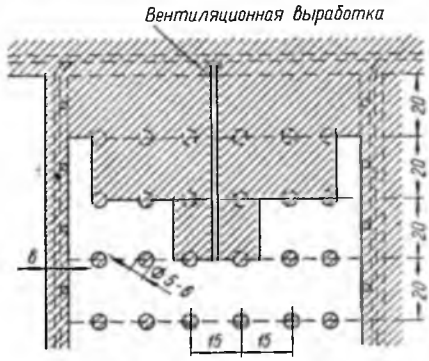


Рис. 339. Камерно-столбовая система с оставлением регулярно расположенных столбов

причем отдельные камеры разделяют временно оставляемыми целиками. Последний способ разработки называют системой *подэтажных ортов*.

При работе по простиранию различают выемку одностороннюю и двустороннюю, когда очистные работы в блоке от разрезного гезенка ведут в двух направлениях.

К системам разработки с открытым очистным пространством относят также *камерные системы разработки*, в которых *междукамерные целики* навсегда оставляют для поддержания толщи пород над выработанной частью залежи, а также сплошные системы *с нерегулярно оставляемыми столбами* (целиками) руды или пустой породы (рис. 338) и камерные системы с оставле-

нием расположенных по определенному плану целиков руды (рис. 339).

Сплошную систему разработки с нерегулярно оставляемыми целиками применяют при пологом залегании небольших по площади рудных залежей с неравномерным содержанием руды, при котором участки с бедной рудой можно оставлять в качестве целиков, а также для разработки некоторых бедных руд. Число и размеры оставляемых целиков зависят от прочности кровли и почвы, от крепости руды и от глубины ее залегания.

Камерную систему с оставлением регулярно расположенных столбов применяют при разработке месторождений с более выдержанными элементами залегания и при необходимости систематического поддержания кровли выработанного пространства.

Основные откаточные выработки (см. рис. 339) проводят в лежачем боку и через каждые 20 *м* сбивают с рудной залежью восстающими, от которых по почве рудного тела проводят нарезные штреки. Выемку руды в камерах производят обычно почвоуступным забоем с высотой уступа 2,5—3,5 *м*. Число уступов в зависимости от мощности залежей колеблется от двух до пяти.

По данным Н. И. Трушкова, при сплошной выемке со случайно оставляемыми целиками количественные потери достигают 15—40% при разубоживании руды 5—25%; камерная система дает 10—30% количественных потерь при разубоживании 5—20%; при системе разработки подэтажными штреками в случае выемки по простиранию количественные потери достигают 10—20% при разубоживании руды 5—10%, а при выемке вкрест простирания соответственно 20—25% и 5—10%.

§ 136. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКРЕПЛЕННЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

Под системами разработки с закрепленным очистным пространством понимают такие системы, при которых крепь выработанного пространства является основным и постоянным средством его поддержания.

Эти системы могут быть разделены на две группы:

1) с креплением выработанного пространства без закладки (рис. 340);

2) с креплением и закладкой выработанного пространства (рис. 341).

К первой группе относят системы, в которых поддержание очистного пространства осуществляется только при помощи крепи; закладка в этих случаях если и применяется, то не преследует цели поддержания боковых пород, а является резуль-

татом оставления в выработанном пространстве пустой породы, получаемой попутно с добычей руды.

При системах этой группы крепь служит также основанием для помоста (*7*, рис. 340), на котором во время работы располагаются рабочие.

К системам с крепью и закладкой относят такие, при которых очистное пространство поддерживается постоянной, регулярно возводимой крепью вместе с закладкой. Крепь ставят вслед за выемкой руды, служит она для поддержания потолочины и боков в рабочем пространстве; закладочный массив, возводимый с некоторым отставанием, поддерживает боковые породы за пределами рабочего пространства. Условия работы крепи в этом случае более благоприятны.

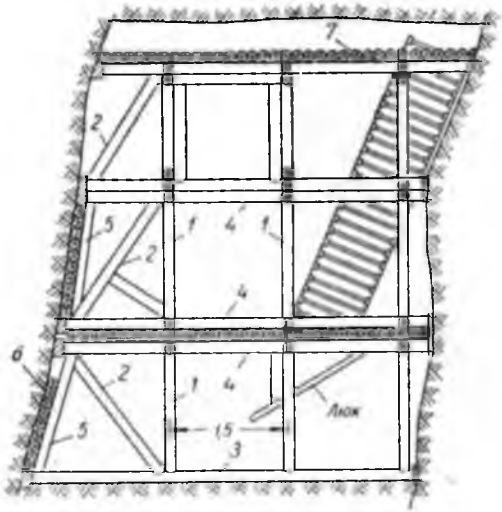


Рис. 340. Схема распорной крепи:

1 — вертикальные стойки; *2* — диагональная распорка; *3* — лежень; *4* — поперечная распорка; *5* — подкосы у висячего бока; *6* — затяжка; *7* — накатник, образующий помост

На практике системы с крепью без закладки применяют при разработке жильных месторождений мощностью до 4—5 *м*. Более мощные залежи разрабатывают системами с крепью и закладкой.

Системы разработки с крепью являются переходными от систем с открытым очистным пространством при разработке месторождений с неустойчивыми боковыми породами, требующими для поддержания прочной постоянной крепи.

Системы данной группы применяют также и при устойчивых боковых породах при разработке неустойчивых руд, включающих рыхлые разности и слабые прослойки руд, разбитых трещинами, и т. п. Системы с крепью в том или ином варианте относятся к наиболее дорогим, но обеспечивающим высокое извлечение руды. Поэтому их обычно применяют для разработки богатых руд.

По способу крепления обычно выделяют три основных варианта систем разработки:

1) с крепежными рамами;

2) с распорной крепью;
3) со станковой крепью.

Систему с креплением рамами применяют при разработке крутых жил небольшой мощности со слабой рудой и слабыми боковыми породами.

Выемку руды при этом производят горизонтальными полосами высотой 2 *м*. Нижняя полоса опережает верхнюю на 2—4 *м*. В этаже бывает от 7 до 15 полос. По мере выемки руды полосы

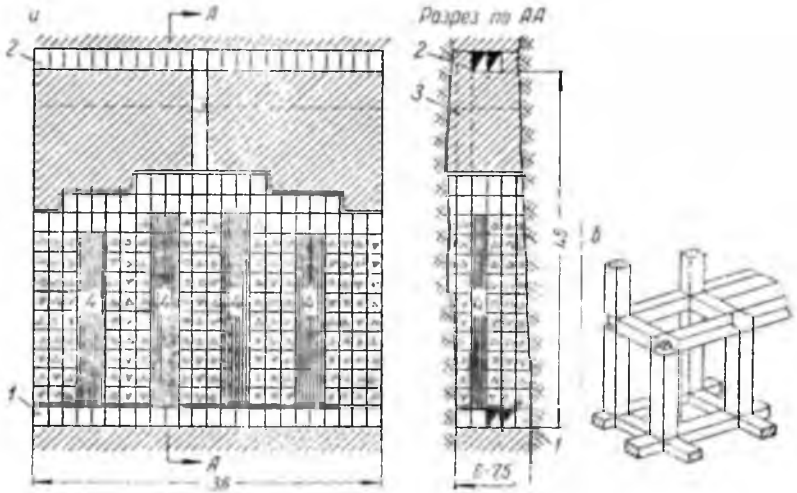


Рис. 341. Система разработки с креплением станковой крепью и с закладкой:

а — схема системы разработки; *б* — элемент станковой крепи; *1* — откаточный штрек; *2* — вентиляционный штрек; *3* — восстающий; *4* — рудоспуск

закрепляют неполными крепежными рамами. Эту систему в настоящее время применяют редко вследствие большого расхода леса (до 20—25% от объема выработанного пространства) и низкой производительности труда рабочих.

При системах с распорной и станковой крепью этаж высотой 30—40 *м* делится восстающими по простиранию на блоки длиной 30—50 *м*. Выемку блоков обычно производят от восстающего в обе стороны.

Жилы малой и средней мощности разрабатывают с *распорной крепью*; более мощные (больше 4 *м*) — с *креплением станковой крепью* (*квадратными окладами*). Как ту, так и другую систему разработки можно применять с последующей закладкой выработанного пространства пустой породой.

Сущность ведения работ в первом случае заключается в том, что после отбойки руды распорную крепь (рис. 340) усиливают

вертикальными стойками, которые устанавливают, по возможности, одну над другой.

Выемку руды при этом способе ведут при помощи взрывных работ потолкоуступным забоем или горизонтальными полосами высотой 2—3 *м*.

При разработке с креплением квадратными окладами руду вынимают небольшими заходками, каждую из которых закрепляют станковой крепью до начала выемки следующей заходки. Станковую крепь устанавливают с таким расчетом, что каждое звено поддерживает соседнее. В результате образуется ряд прямоугольных рам, поддерживаемых по углам вертикальными стойками. При этом в каждом углу получается узел, в котором сочленяются две вертикальные стойки и четыре горизонтальные распорки. Горизонтальные распорки, устанавливаемые по линии наибольшего давления (в жильных месторождениях вкрест простирания), обычно называют *перекладами;* распорки, располагаемые перпендикулярно перекладам, называют *продольными* распорками.

Вертикальные стойки высотой обычно 2,1 *м* располагают одна от другой на расстоянии 1,5—1,8 *м*.

В определенных частях станковой крепи на горизонтальных распорках устраивают переносные деревянные настилы, на которых располагаются рабочие; отбитая руда по ним же доставляется к рудоспуску. Рудоспуски устраивают путем обшивки соответствующих звеньев станковой крепи.

Потери полезного ископаемого при разработке с распорной крепью без закладки достигают 2—20%; разубоживание руды — от 5 до 30%. В основном эти потери происходят вследствие неполноты зачистки выработанного пространства и неплотности обшивки рудоспусков. При системах разработки с креплением квадратными окладами и с закладкой потери руды при добыче составляют 2—5%, а разубоживание 0—5%.

§ 137. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПУСТОЙ ПОРОДОЙ

К этим системам относятся такие, при которых поддержание боковых пород в выработанном пространстве осуществляется при помощи пустой породы, закладываемой вместо вынутого полезного ископаемого, причем закладка входит в цикл очистных работ.

Закладочные работы могут производиться двумя способами:

1) одновременно с очистными работами, по мере подвигания забоя;

2) после окончания выемки полезного ископаемого на определенном участке.

В последнем случае закладка не является неразрывной составной частью самого метода очистных работ, а имеет целью предупреждение от обрушения боковых пород в дальнейшем, уже после окончания на данном участке очистных работ.

Системы разработки с закладкой применяют при разработке маломощных крутых жил и реже для разработки месторождений средней мощности.

Разработку мощных рудных залежей с закладкой применяют при крепкой, устойчивой руде и в тех случаях, когда необходимо предохранить вышележащие породы или земную поверхность от оседания.

Материалом для закладки является порода, получающаяся от подрывки при проведении горных выработок и от подрывки боковых пород при выемке весьма тонких жил. Закладочным материалом может служить также спускаемая с поверхности порода, добытая в специальных карьерах, хвосты обогатительных фабрик и заводские шлаки при наличии таковых.

При жилах мощностью 0,5 *м* разработка возможна лишь при подрывке породы висячего или лежачего боков. Такой способ работ носит название *выемки с предварительным вскрытием жилы* по пустой породе и является экономически выгодным лишь для ценных руд и для руд, хотя и менее ценных, но с высоким содержанием металла.

Порода от подрывки кровли или почвы используется для закладки выработанного пространства.

Выемку с предварительным вскрытием жилы по пустой породе рационально применять при весьма тонких жилах мощностью менее 0,5—0,6 *м*, но при ясно выраженных контактах жилы с вмещающими породами; при крутом падении и при руде с высоким содержанием металла.

Для системы разработки с закладкой при залежах средней мощности и мощных характерна выемка блоков отдельными *полосами*, которые часто неправильно называют слоями. По положению в пространстве различают *горизонтальные* (рис. 342, *а*) и *наклонные* (диагональные) (рис. 342, *б*) полосы. Высоту этажа обычно принимают равной 30—45 *м*. Верхний штрек служит для целей проветривания и доставки закладочного материала к восстающим, по которым он спускается в выработанное пространство. Восстающие проводят через 30—50 *м* и крепят срубовой крепью.

Полосы высотой 2,1—2,4 *м* вынимают от штрека в восходящем порядке. После выемки первой полосы на крепи штрека устраивают прочный настил из накатника и толстых досок, на который отбивается руда второй полосы.

Для погрузки руды в вагонетки в заранее намеченных местах устраивают люки. По мере выемки второй полосы выработанное пространство первой закладывают породой, а над люками возводят рудоспуски *4* (см. рис. 342, *б*).

Для отбойки руды применяют взрывные работы. Колонковую бурильную машину устанавливают на отбитой руде. По мере продвигания забоя полосы количество отбитой руды увеличивается и часть ее по соответствующему рудоспуску может спускаться на откаточный штрек.

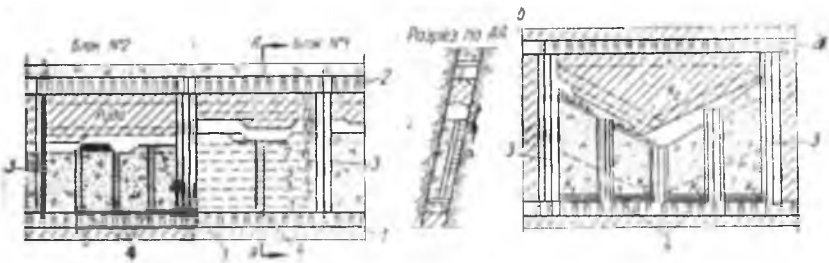


Рис. 342. Система разработки с закладкой выработанного пространства породой:

а — выемка блока горизонтальными полосами; *б* — то же, наклонными; *1* — откаточный штрек; *2* — вентиляционный штрек; *3* — восстающие; *4* — рудоспуски

Рудоспуск может устраиваться один в середине блока (см. рис. 342, *а*, блок № 1) или их может быть в блоке несколько, через 7—10 *м* по простиранию (см. рис. 342, *б* и 342, *а* блок № 2). Для устранения возможности смешения руды с породой перед отбойкой руды в третьей и вышележащих полосах на закладочном массиве нижележащей полосы устраивают плотный дощатый настил, который перед закладкой вынимаемого слоя убирают. При подходе закладочных работ к рудоспуску крепь последнего наращивают на высоту слоя закладочного массива.

Порода для закладки спускается с верхнего штрека по специальному восстающему и распределяется в выработанном пространстве при наклонных полосах самотеком, а при горизонтальных полосах при помощи скрепера.

В период закладки блока № 1 (см. рис. 342, *а*) в блоке № 2 может производиться добыча руды. Доставка руды может также производиться скрепером, для чего хвостовой ролик скреперной установки необходимо установить за рудоспуском.

При выемке блоков горизонтальными полосами транспортировка руды к рудоспускам и породы от восстающего до места закладки осуществляется путем перекидки или при помощи специальных механических устройств. При разработке залежи с углом падения более 55—60° практикуется выемка блоков наклон-

ными полосами, под углом 35—40° к горизонту. При этом руда к рудоспуску и порода к месту закладки транспортируются под влиянием собственного веса самотеком. Эту систему по условиям безопасности работ можно применять при достаточно устойчивых боковых породах и руде.

Восстающие проводят у висячего бока залежи на границах блока или в середине последнего. В последнем случае восстающие устраивают с тремя отделениями: два грузовых по бокам для спуска закладочного материала и ходовое отделение между ними.

По характеру работ выемка блока наклонными полосами может быть разделена на четыре стадии:

1) начальная стадия;
2) выемка при полном развитии работ;
3) доработка верхней части блока;
4) выемка подштрекового целика.

Начальная стадия работ заключается в выемке треугольных частей K_1 блока (см. рис. 342, *б*), прилегающих непосредственно к штреку, до приобретения линией забоя установленной длины и наклона.

Доработка верхней части K_2 блока осложняется тем, что порода для ее закладки после выемки не может быть доставлена самотеком. Поэтому эту часть блока обычно дорабатывают горизонтальными полосами.

Подштрековые целики K_3 вынимают после отработки группы блоков или всего этажа.

При разработке горизонтальными полосами с закладкой потери руды при добыче составляют 2—5%, а разубоживание руды 0—3%; при наклонных полосах — соответственно 3—8 и 0—5%.

§ 138. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

К этой группе относятся системы, при которых выемка полезного ископаемого производится в камерах снизу вверх с временным использованием отбитой руды в качестве закладки для поддержания боковых пород.

По способу отбойки руды в камерах различают два типа этих систем разработки:

1) с потолкоуступной отбойкой, осуществляемой снизу с поверхности отбитой руды;
2) с отбойкой руды из подготовительных выработок.

До последнего времени более распространенным являлся первый способ. Второй применяют при разработке мощных и весьма мощных залежей. При системах разработки первого типа от-

Бойку руды производят исключительно при помощи шпуров. При системах второго типа отбойку руды можно производить из подэтажных штреков шпурами, из подэтажных штреков и рассечек минными зарядами и из восстающих глубокими скважинами, которые пробуривают на всю длину блока. Отбитая руда остается в выработанном пространстве до окончания очистных работ в данной камере (рис. 343), т. е. пока руда не будет вынута до верхнего штрека *БВ*. Так как отбитая руда занимает больший объем, чем в целике, то часть ее, в количестве примерно 30—

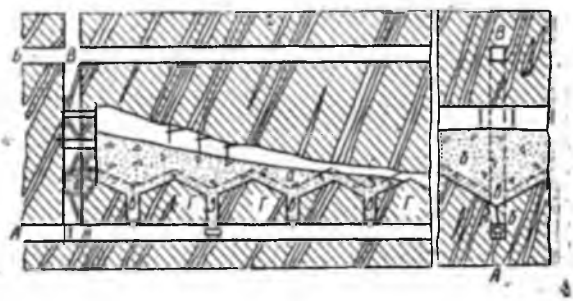


Рис. 343. Система разработки с магазинированием руды

40%, выпускается через устраиваемые внизу воронки в вагонетки, в которых и доставляется к стволу.

Выпуск руды из камеры регулируется по мере подвигания забоя таким образом, чтобы между забоем и остающейся в выработанном пространстве отбитой рудой получалось необходимое для работы пространство (1,8—2,2 *м*) и чтобы поверхность отбитой руды была приблизительно горизонтальной, для чего выпускные воронки устраивают в определенном порядке. Остающаяся в камере руда предохраняет боковые породы от обрушения и является основанием, на котором располагаются рабочие при работе. После окончания очистных работ в камере всю руду выпускают, а камеру в зависимости от условий закладывают пустой породой или же обрушают, а при оставлении так называемых регулярных целиков в камере — оставляют открытой.

При залежах малой и средней мощности камеры располагают по простиранию, и между ними через каждые 30—100 *м* оставляют на всю высоту этажа целики для поддержания висячего бока, ширина которых зависит от крепости руды и боковых пород и колеблется от 3 до 6—8 *м*. Для поддержания верхнего штрека под ним также оставляют целики шириной 2—4 *м*.

При разработке тонких жил в крепких породах целики у восстающих иногда не оставляют, заменяя их часто устанавливаемыми стойками.

Для поддержания откаточных штреков над ними оставляют целики минимальной шириной 3 *м*.

В тонких жилах для уменьшения потерь в целиках надштрековые целики можно не оставлять, а устраивать так называемые «крыльчатые скаты», представляющие собой треугольники из стоек с обшивкой толстыми горбылями.

Для удобства отработки надштрековых целиков и устранения необходимости оставления подштрековых целиков иногда проводят полевые штреки в лежачем боку (рис. 344). В этих случаях рудоспуски проводят из штрека в лежачем боку залежи через 7—10 *м* по простиранию, а подсечку очистного забоя осуществляют из специального штрека *2*.

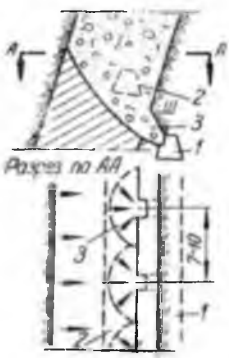


Рис. 344. Расположение откаточного штрека в лежачем боку при системе разработки с магазинированием:

1 — откаточный штрек; *2* — подсечной штрек; *3* — выпускная воронка

При разработке мощных залежей камеры располагают вкрест простирания, а между ними оставляют междукамерные целики, которые в зависимости от свойств окружающих пород в последующем могут быть в большей или меньшей степени погашены (см. комбинированные системы).

Высота этажа при данной системе разработки колеблется от 30 до 90 *м* в зависимости от мощности жилы, угла падения и склонности руды к слеживанию.

Большие значения высоты этажа принимают при значительной мощности залежи, при крутом падении и неслеживающихся рудах.

На рис. 343 восстающий *В* служит для прохода людей, около него оставляется предохранительный целик, через который на определенном расстоянии один от другого пробивают просеки для проветривания и для прохода в камеру.

Из штрека *АА* через каждые 10 *м* проводят гезенки *в*, а из них четыре наклонные выработки: две по простиранию *а* и две вкрест простирания *б*. Угол наклона этих выработок обычно принимается 30° для обеспечения выпуска руды. После проведения выработок *а*, *б* и *в* над штреком *АА* образуются целики *Г*, которые иногда удается вынуть после выпуска из камеры всей руды.

Отбойку руды в очистном забое производят при помощи взрывных работ. Шпуры пробуривают либо ударными пневматическими бурильными машинами, устанавливаемыми на колонках, либо бурильными машинами телескопного типа, в зависимости от принятой организации работ и расположения шпуров

В случае закладки выработанного пространства породу доставляют по верхнему штреку и спускают в камеру по гезенкам, проводимым через оставляемые под этим штреком предохранительные целики.

Применение системы разработки с магазинированием руды рационально при следующих основных условиях:

1) при крепкой руде и боковых породах, способных не обрушаться без поддержания при значительном обнажении;

2) при угле падения больше угла естественного откоса отбитой руды (45°), так как только в этом случае отбитая руда может спускаться под действием собственного веса;

3) при отсутствии в руде прослойков пустой породы, так как последняя при данной системе разработки не может быть отобрана в забое;

4) при неслеживающейся руде.

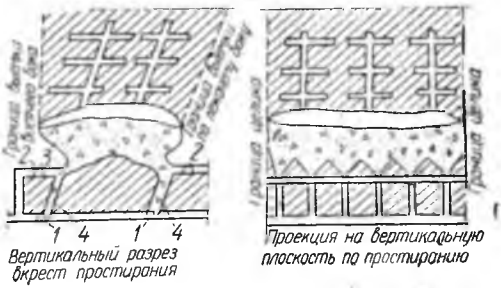


Рис. 345. Система разработки с минной отбойкой

Принципиальным отличием систем разработки с отбойкой руды из подготовительных выработок по сравнению с описанными является иное положение работающих по отбойке руды: они располагаются не на отбитой руде, а в специальных выработках, проводимых небольшим сечением.

Такой способ ведения очистных работ позволяет применять системы с магазинированием руды для разработки мощных залежей и недостаточно устойчивых руд, когда нахождение людей под обнаженным забоем является опасным. С другой стороны, применение отбойки большими зарядами (глубокие скважины, минные заряды) приводит к повышению производительности труда и снижению стоимости добываемой руды, что позволяет применить такой способ работ для разработки бедных месторождений большой мощности с крепкими боковыми породами и крепкой рудой.

Система разработки с магазинированием при отбойке руды из подэтажных штреков отличается от описанной выше системы разработки подэтажными штреками лишь оставлением в выработанном пространстве отбитой руды для временного поддержания недостаточно устойчивых боковых пород.

Систему разработки с минной отбойкой применяют для разработки мощных месторождений с бедной и крепкой рудой.

Подготовительные работы в этом случае заключаются в

проведении двух откаточных штреков *1* (рис. 345); двух штреков горизонта дробления *2* в 15 *м* над откаточными штреками и камер дробления *3*, устраиваемых через 12,5 *м* по простиранию и сбиваемых со штреками горизонта дробления короткими рассечками. С откаточного штрека в каждую камеру дробления проводят аккумулирующие рудоспуски *4* емкостью до 200 *т*.

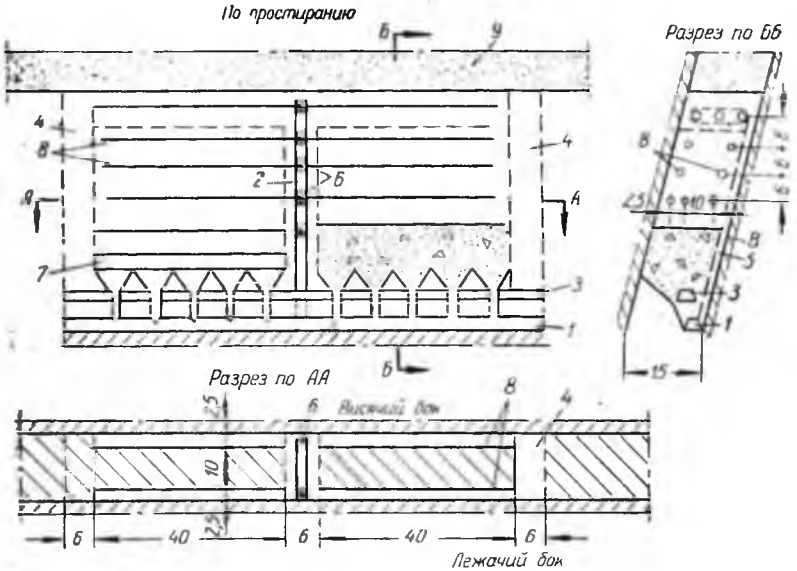


Рис. 346. Система разработки с отбойкой руды глубокими скважинами:
1 — откаточный штрек; *2* — рудоспуск; *3* — штрек горизонта дробления; *4* — междукамерный целик; *5* — восстающий; *6* — подэтажные орты; *7* — горизонт подсечки камеры; *8* — скважины; *9* — потолочный целик

Образование воронок и подсечка камер производятся из рудоспусков. С горизонта подсечки до верхнего вентиляционного штрека проводят восстающие на расстоянии 20—40 *м* один от другого. Из каждого такого восстающего через 10—15 *м* по восстанию проводят в двух взаимно-перпендикулярных направлениях горизонтальные минные рассечки длиной 8—12 *м* и сечением $1 \times 1{,}2$ *м*, в которых размещают минные заряды весом $1{,}5 \times 2{,}5$ *т*. При отбойке руды крупными кусками дополнительное дробление производят при помощи взрывных работ на грохотах в камерах дробления.

При системе разработки с отбойкой руды из восстающих камеры обычно имеют меньшую ширину и располагаются вкрест простирания. Междукамерные целики отрабатывают в период выпуска замагазинированной руды из камер. Способ выемки целиков обычно тот же, что и при выемке руды в камерах.

Система разработки с отбойкой руды глубокими скважинами представлена на рис. 346. Длина выемочного блока по простиранию принимается от 40 до 60 *м*.

Скважины бурят из подэтажных ортов *6* горизонтально в обе стороны по простиранию и на 3—4 *м* не добуривают до междукамерных целиков. Высота подэтажа определяется расстоянием между скважинами по вертикали в 5—8 *м*. Расстояние между скважинами в плане 6—10 *м*.

Скважины бурят бурильными станками; длина скважин 40—60 *м*, диаметр 120—150 *мм*.

Потери руды при разработке залежей мощностью до 4 *м* без оставления целиков составляют 2—5% при разубоживании 5—15%; при разработке же залежей мощностью больше 4 *м* с оставлением целиков потери достигают 5—10%, а разубоживание 10—15%.

§ 139. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ

По установившейся в практике рудного дела терминологии, к способу работ с обрушением относят как те системы, при которых обрушение подсеченных целиков руды и вышележащих пород происходит под действием собственного веса, так и системы, при которых руда добывается при помощи взрывных работ, но обрушение налегающих пород является существенным и неотъемлемым элементом очистной выемки.

Системы разработки с обрушением можно разделить на три самостоятельные группы:

1) *слоевое обрушение;*
2) *подэтажное обрушение;*
3) *этажное обрушение.*

Слоевое обрушение применяют для разработки мощных залежей руд средней крепости и мягких, залегающих сравнительно неглубоко и покрытых легко обрушающимися породами при отсутствии необходимости охранять поверхность от оседания.

Высота этажа при данной системе разработки обычно принимается небольшой — 25—45 *м*. Этаж, в свою очередь, разбивают на горизонтальные слои высотой 2—3,5 *м*, которые разрабатывают в нисходящем порядке (рис. 347).

После пересечения месторождения квершлагом проводят основной штрек, обычно посередине залежи, из которого через каждые 30 *м* проводят восстающие до верхней границы этажа.

Эти восстающие служат для передвижения рабочих и спуска руды.

На каждый такой восстающий линзу вырабатывают от границ участков длиной до 15 *м* в каждую сторону.

Каждый слой вынимают на всю мощность (в среднем 2—2,2 *м*) отдельными заходками. Кровля в каждой заходке (*I, II, III, IV*) обрушается до начала работ в смежной заходке или с отставанием на одну заходку.

Отбойка руды осуществляется при помощи взрывных работ, а доставка руды к восстающим — скреперами.

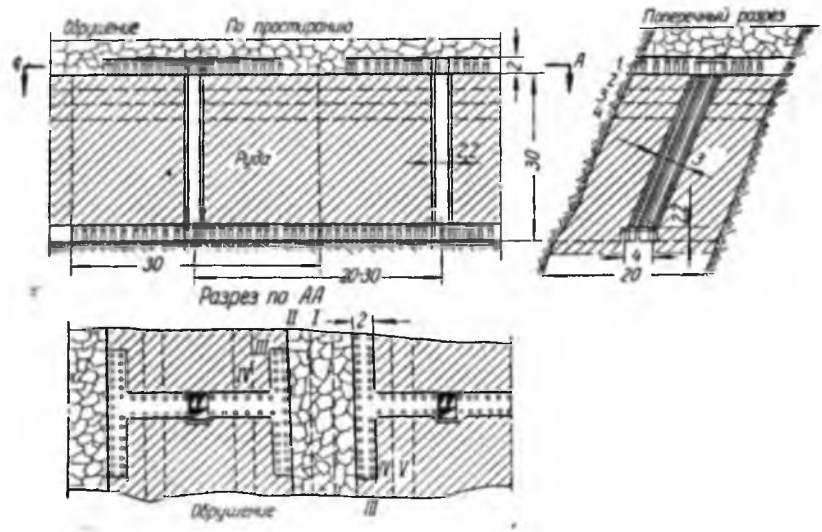


Рис. 347. Система разработки слоевым обрушением:
1, 2, 3 и *4* — слои; *I, II, III* и *IV* — отдельные заходки

Слоевые выработки крепят неполными крепежными рамами. Подошву выработок покрывают деревянным настилом для предохранения от смешивания руды нижнего слоя с породой из обрушения в верхнем слое. Остатки этого настила и обломки крепежного леса образуют так называемый крепежный мат.

Накапливающийся крепежный мат служит предохранительным буфером между слоевыми выработками и обрушенной над ними породой, передавая ее давление на большую площадь выработки.

При слоевом обрушении потери руды при добыче достигают 2—5% и разубоживание также 2—5%.

В целях экономии лесных материалов и снижения трудоемкости работ в настоящее время ведутся работы по замене деревянного настила гибким перекрытием из металлической сетки.

Подэтажное обрушение является развитием системы разработки слоевым обрушением. Для возможности применения дан-

ной системы необходимо, чтобы руда была средней крепости, а покрывающие породы легко обрушались.

Так же как и при слоевом обрушении, выемка руды производится горизонтальными слоями, но мощность слоя в данном случае берется большей (5—8 *м*). Каждый слой является подэтажом. Разработку начинают с верхнего подэтажа от границ

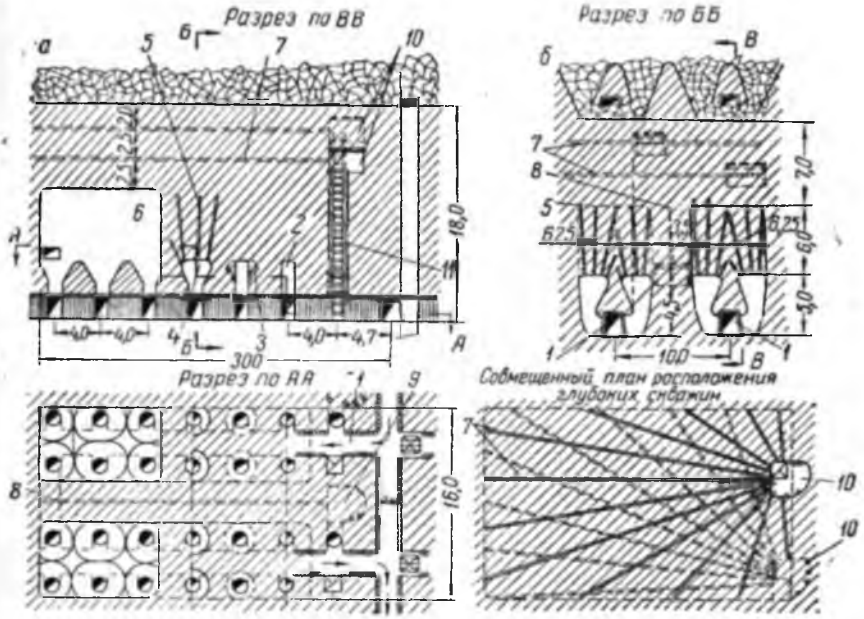


Рис. 348. Система разработки подэтажным обрушением с подсечкой «закрытым веером» и отбойкой руды глубокими скважинами

блока к восстающему и от висячего бока рудного тела к лежачему.

Принципиальным отличием подэтажного обрушения от слоевого является оставление над каждой заходкой рудной толщи, которая обрушается после проходки заходки на полную длину.

Подэтажное обрушение можно применять с устройством предварительного настила и без него.

В настоящее время в Кривом Роге для отбойки руды широко применяют глубокие скважины, что позволило увеличить высоту подэтажа до 12—18 *м*. На рис. 348 приведен один из вариантов отбойки руды с подсечкой, получившей название з а к р ы т ы й в е е р.

Выемка подэтажей в пределах блока осуществляется участками, получившими название панелей. Каждую панель отрабатывают на два подэтажных штрека *1*, которые крепят всплошную

деревянными неполными крепежными рамами. Через каждые 4 *м* из штрека проводят выпускные «дучки» (рудоспуски) *2* сечением 1,2 × 1,2 *м* на высоту 3 *м*. Путем взрывания наклонных шпуров *3* в верхней части этих дучек образуются воронки.

Для подсечки руды в пределах панели над каждой воронкой из камеры *4* пробуривают свинчивающимися буровыми штангами восстающие шпуры *5* длиной 6 *м*. После последовательного взрывания зарядов этих шпуров и выпуска отбитой руды

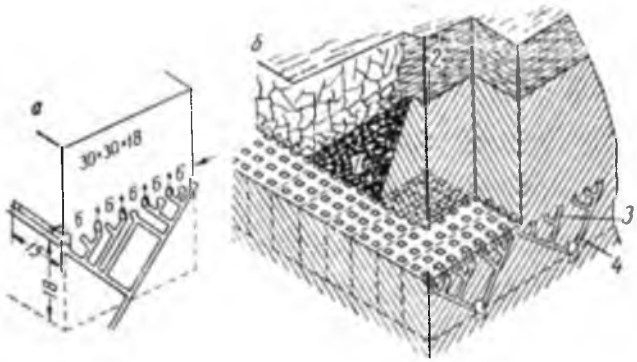


Рис. 349. Система разработки этажным обрушением:

а — схема подсечки блоков у их основания; *б* — обрушение блоков, подсеченных из разветвляющихся восстающих; *1* — отбитая и раздавленная руда; *2* — покрывающие породы; *3* — горизонт грохотов; *4* — восстающий

образуется подсечная камера *6*, причем воронки оставляют заполненными рудой.

После окончания подсечки панели заряжают и взрывают глубокие скважины 7, расположенные в виде двух перекрывающих друг друга горизонтальных вееров, и скважины *8*, расположенные в виде вертикального веера во временном целике между подсечными камерами. Первыми заряжают и взрывают скважины в предохранительном целике. Скважины вертикального веера бурят из камеры *9*, а горизонтальных — из камер *10*, проходимых из восстающих.

Этажное обрушение является развитием системы подэтажного обрушения при увеличении высоты одновременно обрушаемого слоя руды до высоты этажа.

При этажном обрушении рудное тело разбивают на отдельные блоки, которые последовательно подсекают и обрушают.

В данном случае каждый блок подсекают в значительной части площади его основания (рис. 349, *а*) и боков. По мере обрушения блока руда раздавливается, и покрывающие породы опускаются (рис. 349, *б*).

Главные откаточные штреки проводят на расстоянии 30 *м* один от другого; от каждого штрека в обе стороны, через промежутки в 7,5 *м*, проводят восстающие под углом в 50°. Эти восстающие закрепляют срубовой крепью; они имеют два отделения: лестничное (ходовое) и грузовое (рудоспускное). Восстающие засекают с добавочной рамы квадратной крепи, устанавливаемой на обычной крепи главного штрека, и на определенном расстоянии друг от друга они разветвляются в плоскости восстающих на отдельные ветви.

Вверху каждого разветвленного восстающего, после установки квадратных окладов, проводят два коротких «пальцевых» восстающих высотой до 3 *м*. Вершины пальцевых восстающих соединяют короткими горизонтальными выработками; нарезанные при этом целики подрывают, в результате чего образуется горизонт обрушения.

Для регулирования крупности кусков выпускаемой руды в основании пальцевых восстающих устанавливают грохоты из старых рельсов.

Система разработки с этажным обрушением применима при мощных залежах крутого падения (свыше 65°), покрытых породами, способными легко обрушаться.

Руда должна быть устойчивой в период проведения подготовительных выработок и подсечки блоков и вместе с тем должна легко отделяться от боковых пород и дробиться в период обрушения блока.

Если руда несвободно отделяется от боковых пород, приходится ее отделять при помощи отрезных выработок, что значительно удорожает работы и снижает производительность труда.

В Криворожском железорудном районе, а затем и в других бассейнах СССР в последнее время получила широкое применение система разработки с обрушением руды в пределах этажа не путем самообрушения, а при помощи взрывных работ. При этом колонковые заряды размещают в горизонтальных или наклонных скважинах, которые пробуривают специальными станками вращательного бурения на глубину до 40—45 *м*.

Такой способ работ получил название системы разработки с этажным принудительным обрушением руды.

Схема подготовительных и очистных работ при такой системе разработки представлена на рис. 350.

Подготовка отдельных блоков в этаже, вертикальная высота которого обычно принимается 50 *м*, осуществляется через полевые штреки *1*, проводимые в лежачем боку залежи на откаточном и вентиляционном горизонтах.

Для организации кольцевой откатки откаточный штрек проводят также у висячего бока залежи (на рисунке не показан).

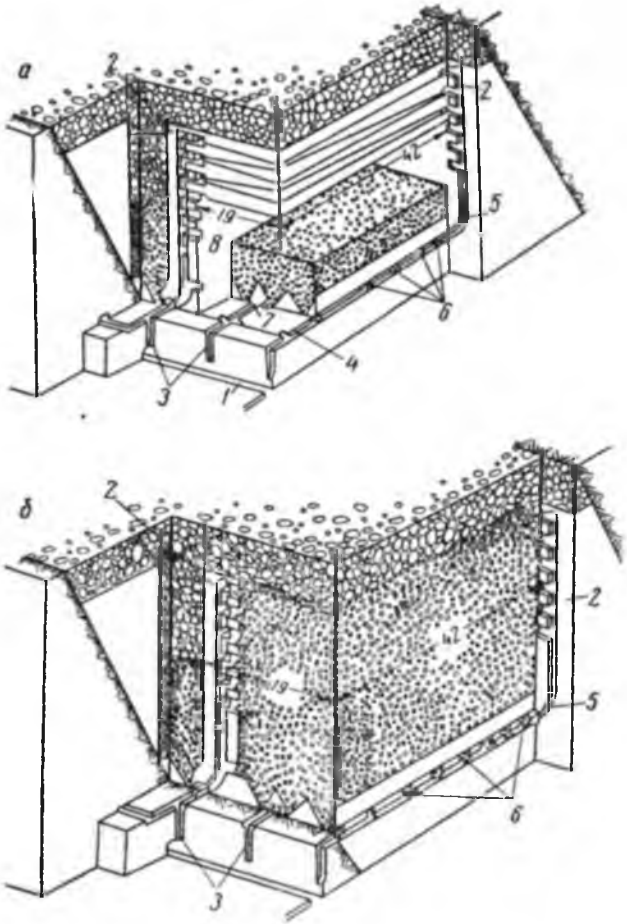


Рис. 350. Схема системы разработки с принудительным этажным обрушением руды:

а — стадия отбойки руды; *б* — стадия выпуска руды

Длина обрушаемого блока по простиранию около 30 *м;* ширина целика со стороны отработанного ранее блока 8 *м.*

Подготовительные работы начинают с проведения вне зоны обрушения, у висячего и лежачего боков залежи, гезенков *2* для прохода людей и вентиляции. Одновременно проводят через 11 *м* по простиранию гезенки *3* для спуска руды. На высоте 8 *м* от откаточного горизонта проводят орты скреперования *4,* которые вдоль лежачего и висячего боков сбивают штреками *5,* проводимыми по руде и служащими для проветривания и сообщения между ортами скреперования.

После этого проводят рудоспуски *6* и орты на горизонте воронок 7.

Скважины для отбойки руды бурят двумя-четырьмя станками из ниш, устраиваемых возле гезенка *2.*

В пределах обрушаемого слоя скважины располагают веерообразно, что сокращает число перестановок станков. Расстояние между рядами скважин по вертикали зависит от крепости руды и диаметра скважин. Например, при руде средней крепости и при диаметре скважин 100—110 *мм* расстояние между ними составляет 4—4,5 *м,* при диаметре скважин 80—90 *мм* — 3—3,5 *м.*

В период бурения скважин производят выемку руды в нижней части блока для образования подсечной камеры *8* (см. рис. 350), которая необходима для создания обнаженной поверхности, повышающей эффект взрыва, а также для образования свободного пространства, необходимого для размещения отбиваемой глубокими скважинами руды. Объем подсечной камеры обычно принимают равным 30% объема намечаемой для обрушения части блока.

Параллельно с выемкой руды в подсечных камерах производят расширение рудоспусков *6* в воронки.

Если руда недостаточно устойчива, то в подсечных камерах оставляют временные целики, которые разрушаются взрывом соответствующих зарядов перед принудительным обрушением руды в блоке.

К заряжанию приступают после окончания бурения всех скважин, выполнения перечисленных подготовительных работ и тщательного закрепления выработок горизонта скреперования.

Скважины заряжают специальными патронами взрывчатого вещества соответствующего диаметра и длиной до 0,5 *м.*

В пределах каждого обрушаемого слоя заряды взрывают одновременно при помощи детонирующего шнура. В отдельных слоях взрывание ведут последовательно в восходящем порядке, для чего применяют электродетонаторы замедленного действия.

После проветривания и приведения в порядок после взрыва выработок горизонта скреперования приступают к наиболее ответственной операции — выпуску отбитой руды. Выпускаемую из рудоспусков на горизонт скреперования руду доставляют скрепером по ортам к рудоспускным гезенкам и спускают по ним на горизонт откаточного штрека, где грузят в вагонетки, в которых транспортируют к стволу шахты при помощи электровоза.

Целики, оставляемые на период образования камеры подсечки, обрушают одновременно с верхней частью блока путем взрыва зарядов, помещенных в пробуренные в них скважины.

Описанный вариант системы разработки с принудительным обрушением руды требует предварительного образования подсечной камеры с обнажением большой площади кровли. Такой способ ведения работ может быть применен лишь при устойчивой руде.

Если разрабатываемая руда не допускает большого обнажения, подсечную камеру заменяют вертикальными компенсационными щелями, имеющими тот же объем, что и подсечная камера.

Достоинствами систем разработки с массовым принудительным обрушением руды являются:

1) безопасность труда, так как рабочие находятся — только в выработках небольших поперечных размеров (выработки горизонта скреперования, ниши для буровых станков);

2) снижение пылеобразования, так как применяется станковое бурение, что имеет большое значение с точки зрения борьбы с силикозом;

3) высокая производительность труда при незначительном расходе материалов и низкой себестоимости руды;

4) наличие больших запасов отбитой руды, обеспечивающих бесперебойность работы шахты.

§ 140. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Комбинированными называют такие системы, которые представляют комбинацию элементов нескольких систем разработки.

При комбинированных системах разработки залежь разбивают по простиранию на ряд камер, разделяющихся целиками. Камеры отрабатывают с отбойкой руды из подэтажных ортов с магазинированием или с закладкой, которая может производиться либо после окончания выемки и выпуска всей магазинируемой руды, либо, в зависимости от варианта системы, параллельно с выемкой.

Выемку целиков можно производить различным способом, в зависимости от способа выемки камер: при магазинировании —

подэтажным или этажным обрушением, а при работе с закладкой — слоевым или подэтажным обрушением или с креплением квадратными окладами и закладкой.

На рис. 351 представлена в перспективе комбинированная система разработки выемки камер с магазинированием руды и этажного обрушения в период выемки целиков.

При значительной мощности месторождений и благоприятных условиях, при переходе от открытых работ к подземным часто применяют комбинированную разработку подземными и откры-

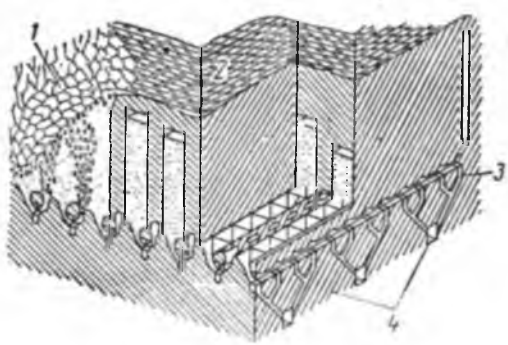


Рис. 351. Комбинированная система разработки:

1 — обрушающиеся породы; *2* — породы, не затронутые обрушением; *3* — горизонт грохочения; *4* — откаточный горизонт

тыми работами, известную под названием системы разработки мельницами (воронками).

Вскрышу наносов и разработку верхней части месторождения в этом случае производят открытыми работами. При углублении карьера, когда вывозить руду с большой глубины становится экономически невыгодно, в стороне от карьера или в лежачем боку рудного тела (при более крутом залегании последнего) проходят ствол. От этого ствола на соответствующей глубине от поверхности проводят штрек, а из него на дно карьера — восстающие. По мере выемки руды вокруг этих восстающих образуются воронки, откуда и получила свое название система разработки.

Целики руды между восстающими вырабатывают почвоуступным забоем, и руда по восстающим спускается на штрек, где через люки погружается в вагоны, в которых по стволу выдается на поверхность.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. В чем заключаются особенности разработки рудных месторождений?
2. Что такое разубоживание и коэффициент разубоживания?
3. Как классифицируются подземные системы разработки рудных месторождений?
4. Опишите системы разработки с открытым очистным пространством.
5. То же, с закрепленным очистным пространством.
6. То же, с закладкой выработанного пространства пустой породой.
7. То же, с магазинированием руды.
8. То же, с обрушением.
9. Опишите комбинированные системы разработки.

Глава XVII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОЧИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 141. РАЗРАБОТКА КАМЕННОЙ СОЛИ

Каменная соль залегает в виде штоков значительных размеров или в виде мощных пластов. Соляные месторождения обычно разрабатывают камерами.

Месторождение вскрывают двумя шахтными стволами, которые сбивают между собой вентиляционной выработкой. Один из стволов является главным выдачным, а второй — вспомогательным.

От околоствольного двора по соли проводят главную откаточную выработку, по обе стороны от которой засекают камеры длиной 25—50 *м* и шириной 15—20 *м*. Между камерами оставляют целики соли шириной, обычно равной ширине камер. Для большей устойчивости камер часть соли в кровле их не вынимают. Эта невынимаемая толща получила название *потолочины*.

Рассечка камер начинается узким ходом. На некотором расстоянии от главной откаточной выработки рассечную выработку расширяют до требуемых размеров камер, в результате чего производится *подсечка камер*. При расширении рассечной выработки вынимается слой соли высотой 2—3 *м* на всю длину камеры. Затем из камер снова проводят узкие выработки, которые, в свою очередь, расширяют в следующие камеры и т. д. Для проветривания камеры сбивают между собой сбойками.

Очистная выемка производится путем подработки соли в потолочной толще камер, после проведения соответствующих поперечных выработок, обеспечивающих второй выход из камеры и проветривание.

Вследствие значительной прочности каменной соли камеры не крепят, но для большей устойчивости им придают сводчатую форму. При засечке камеры зарубку производят при помощи

врубовых машин, а отбойку — взрывными работами. Для бурения шпуров применяют колонковые электросверла.

Подготовительные выработки проводят при помощи комбайнов.

Отбитую взрывом соль не убирают, а оставляют на месте в куче (рис. 352), на которой и располагаются рабочие при бурении шпуров, необходимых для дальнейшей отбойки соли. Очистному забою придают потолок уступную форму.

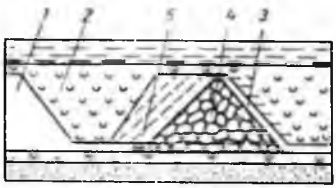


Рис 352. Схема выемки каменной соли в камере:

1 — отработанная камера; *2* — целик; *3* — очистной забой; *4* — отбитая соль; *5* — место погрузки отбитой соли

Уборку соли, по мере подвигания забоя вперед, производят механическими грузчиками (из кучи *4* в пункт *5*, рис. 352); соль грузят в вагонетки, в которых откатывают к стволу шахты для выдачи на поверхность. Перед забоем отбитую соль убирают лишь в количестве, обеспечивающем удобство работы бурильщиков.

Поваренную соль добывают также и из растворов каменной соли (рассолов).

В зависимости от климатических условий и качества рассолов для получения поваренной соли используют или солнечную теплоту — при выпаривании соли на озерах и лиманах, или холод — при вымораживании ее в северных местностях, или, наконец, производят выварку соли на заводах из рассолов соляных источников.

§ 142. РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Месторождения самородного золота[1] разделяют на две группы: коренные, в которых самородное золото находится в жилах кварца и сульфидных руд или в форме рассеянных включений непосредственно в горных породах, и россыпные, где оно встречается среди обломочного материала — рыхлого или сцементированного.

В зависимости от характера золотоносных месторождений применяют различные способы их разработки.

Коренные месторождения золота разрабатывают теми же способами, которые приняты для рудных месторождений и которые были описаны выше.

Способ же разработки россыпных месторождений зависит от глубины их залегания: при неглубоком залегании россыпей их

[1] Кроме самородного золота, встречаются золотоносные руды, представляющие химические соединения, а также некоторые подобные сплавам естественные соединения.

разрабатывают открытым способом, при более глубоком — подземным. Предел выгодности применения открытых работ по сравнению с подземными определяется, с одной стороны, отношением мощности наносов (торфов) к мощности золотосодержащих песков, как и вообще при открытых работах, а с другой — содержанием золота в россыпи. Малое содержание золота в песках может поставить под сомнение целесообразность разработки данной россыпи.

Рентабельность разработки россыпей открытыми работами зависит от степени механизации работ и в средних условиях определяется максимальным отношением мощности вскрываемых наносов и золотоносных песков 7 : 1—10 : 1. При высокой степени механизации работ и общих благоприятных условиях это отношение может быть значительно выше.

Для механизации разработки россыпей открытым способом применяют экскаваторы, драги и гидравлический метод работ.

Разработка россыпей открытыми работами может быть разделена на три стадии, производящиеся последовательно: 1) подготовка площади к разработке, 2) вскрыша торфов и 3) добыча песков.

Объем подготовительных работ, предшествующих началу эксплуатации данного участка, зависит от условий, в которых он находится. К этим работам относятся: освобождение участка от растительного покрова (рубка и корчевка леса), осушение заболоченных мест, ограждение от затопления поверхностными водами и пр.

При залегании россыпей в местах незаболоченных или хотя и заболоченных, но легко поддающихся осушению, россыпи могут разрабатываться при помощи экскаваторов, причем общая организация работ в данном случае та же, что и вообще при разработке месторождений полезных ископаемых открытыми работами.

При залегании же россыпей в местности, сильно заболоченной, на дне рек и озер для их разработки применяют драги. Драга представляет собой многочерпаковую землечерпательную машину, соединенную с промывальной фабрикой, на которой производится отделение золота от песков. Отходы обогатительной (промывальной) фабрики при помощи длинных конвейеров удаляются на такое расстояние от драги, при котором их отвалы не могут мешать дальнейшей ее работе.

Все устройства для черпания породы и ее промывки, улавливания металла и удаления отходов обогатительной фабрики устанавливают на плавучем понтоне, который перемещается по поверхности водоема по мере выработки россыпи.

Первоначально назначением драг являлась разработка россыпей на дне рек и озер, т. е. естественных водоемов, но в дальнейшем над россыпями стали устраивать искусственные водоемы с целью создания условий, необходимых для работы драг.

При залегании россыпных месторождений золота в сильно пересеченной местности и при наличии значительных источников воды с большим напором часто применяют гидравлический способ разработки россыпей. В отдельных случаях необходимый напор воды может создаваться при помощи насосов.

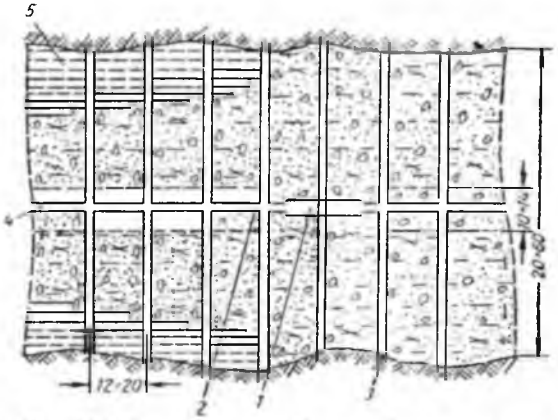


Рис. 353. Схема подземной разработки россыпи:

1 — шахтный ствол; *2* — откаточный штрек; *3* — борт россыпи; *4* — предохранительный целик; *5* — выработанное пространство

Сущность гидравлического способа заключается в том, что при помощи монитора струя воды под большим напором направляется в забой россыпи. Разрыхленная силой удара струи порода той же водой транспортируется по установленным сплоткам, причем более тяжелые золотоносные пески быстро оседают, задерживаются на сплотках и отводятся на улавливающие золото аппараты, пустая же порода водою транспортируется в отвалы, обычно устраиваемые в более низменных местах.

При залегании россыпей на значительной глубине добычу ведут подземными работами. При равномерном распределении золота в россыпи последнюю отрабатывают полностью, в отдельных же случаях можно вырабатывать только наиболее богатую часть россыпи.

На рис. 353 приведена система разработки, применявшаяся на одном из приисков Урала.

Разработка золотоносных песков осуществляется длинными столбами с обрушением пород кровли. Подготовительные ра-

боты состоят из проведения главного откаточного штрека, примерно посередине залежи, и выемочных штреков (рассечек), проводимых из него через каждые 12—20 *м*. Этими выработками шахтное поле разбивается на столбы длиной, соответствующей половине ширины россыпи.

Отдельные столбы отрабатывают от границ к стволу шахты и от борта россыпи к откаточному штреку. Количество одновременно отрабатываемых столбов определяется размером заданной добычи с учетом необходимости иметь резервные забои.

При разработке водоносных золотосодержащих россыпей их приходится предварительно осушать. Для этого на 2—3 *м* ниже главного штрека, проводимого по россыпи, проводят специальный дренажный штрек по породе (почвенный штрек), который вместе с тем служит для откатки.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какая применяется система при разработке каменной соли?
2. Как осуществляются очистные работы при подземной добыче каменной соли?
3. Как добывают поваренную соль из рассолов?
4. Как разрабатываются коренные и россыпные месторождения золота?
5. Как разрабатываются россыпи при подземных работах?

Глава XVIII

ОТКРЫТЫЕ РАБОТЫ

§ 143. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Разработку месторождений полезных ископаемых открытым способом применяют при их залегании на сравнительно небольшой глубине, при которой себестоимость добытого открытыми работами полезного ископаемого ниже, чем при подземном способе. При открытых работах увеличивается по сравнению с подземными работами производительность и безопасность труда.

За период пятилеток и особенно во время Великой Отечественной войны и в послевоенный период добыча полезных ископаемых открытым способом превратилась в самую механизированную отрасль горнодобывающей промышленности.

Весь комплекс производственных процессов на карьерах можно разделить на следующие основные элементы:

1) подготовка земной поверхности в пределах месторождения или участка его, намеченного к разработке;

2) осушение поля карьера и ограждение его от поступления воды;

3) проведение капитальных открытых выработок (вскрытие поля карьера);

4) вскрышные работы (удаление покрывающих пустых пород);

5) добычные работы (добывание полезного ископаемого).

Подготовка земной поверхности заключается в рубке и корчевке леса, осушении болот, отводе русел рек и ручьев за пределы участка и пр.

Подготовку поверхности, осушение участка или всего месторождения, вскрышные и очистные работы ведут в последовательном порядке, а при развитии горных работ осуществляют параллельно, но в определенной последовательности, соответствующей технологии открытых работ.

Вскрышные и добычные работы включают следующие процессы: выемку, транспортировку и разгрузку пустых пород и полезного ископаемого.

В зависимости от физических свойств пород и полезного ископаемого возможна их непосредственная выемка механическими средствами или же необходима предварительная подготовка к такой выемке при помощи взрывных работ.

Современные способы открытой разработки месторождений связаны с применением главным образом механических и гидромеханических средств производства работ.

Основным оборудованием при механическом — э к с к а в а т о р н о м способе производства работ являются экскаваторы, буровые станки, различные средства транспорта (см. ниже).

Основным оборудованием при *гидромеханических* способах производства работ являются мониторы, насосы, землесосы. Гидромеханизацию применяют при породах рыхлых и мягких.

Задачей транспорта является перемещение полезного ископаемого и пустых пород. Полезное ископаемое транспортируют на обогатительные фабрики, заводы и электростанции, а также на железнодорожные станции для отправки потребителям. Пустые породы перемещают в отвалы, которые располагают за пределами разрабатываемого месторождения или в выработанном пространстве. В первом случае отвалы называют в н е ш н и м и, во втором — в н у т р е н н и м и.

Транспортными средствами при открытых работах являются железнодорожные составы, большегрузные автомобили и конвейеры. В отдельных случаях перемещение пустых пород в выработанное пространство производится при помощи экскаваторов, без применения транспортных средств. Такой способ ведения работ получил название *бестранспортной системы разработки* месторождения.

Разгрузка полезного ископаемого производится в специально оборудованных постоянных пунктах.

Разгрузка пустых пород происходит на отвалах, не имеющих стационарных устройств и перемещающихся в процессе производства горных работ.

§ 144. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Совокупность горных выработок, оборудованных для добычи полезных ископаемых открытыми горными работами и входящих в состав самостоятельной производственно-хозяйственной единицы горного предприятия, называют *карьером.*

Карьеры, добывающие уголь, называют также *разрезами.*

Месторождение при открытой разработке разделяют на отдельные горизонтальные слои, обычно по признаку однородности полезного ископаемого или пустых пород.

В процессе разработки горизонтальные слои приобретают уступную форму (см. рис. 30). Уступом при открытых работах называют часть толщи пустых пород или полезного ископаемого, разрабатываемую самостоятельными средствами выемки и транспортировки. У уступа (рис. 354) различают: *кровлю 1, подошву 2, откос 3, торец (забой) 4, верхнюю 5* и *нижнюю 6 бровки, угол откоса* α.

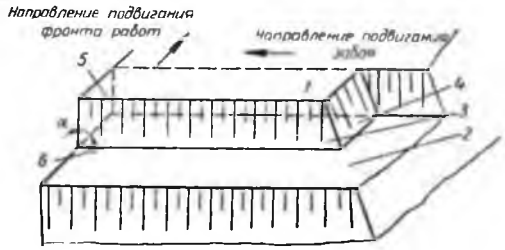


Рис. 354. Элементы уступа

Кровлей уступа называют горизонтальную поверхность, ограничивающую уступ сверху; подошвой — поверхность, ограничивающую его снизу; откосом уступа называют наклонную поверхность, ограничивающую его со стороны выработанного пространства; верхней и нижней бровками уступа называют соответственно линии пересечения кровли и подошвы уступа с его откосом.

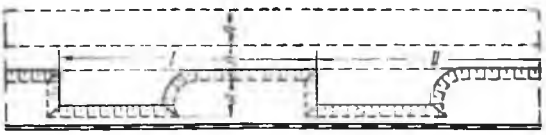


Рис. 355. Порядок отработки уступа:
А — заходки; *I* и *II* — блоки

Часть уступа по его высоте, которую разрабатывают самостоятельными средствами выемки, но обслуживают транспортом, общим для всего уступа, называют *подуступом.* Горизонтальные поверхности, ограничивающие уступ по высоте, называют соответственно *нижней* и *верхней площадками.*

Уступы отрабатывают отдельными полосами (рис. 355) определенной ширины на всю длину уступа, называемыми *заходками.*

Часть заходки по ее длине, разрабатываемую самостоятельными средствами отбойки или выемки, называют *блоком.*

Горизонт, на котором располагают основное погрузочное и транспортное оборудование, называют *рабочим горизонтом,* а площадку, на которой это оборудование размещается,—*рабочей площадкой.*

Уступы, перемещающиеся в процессе открытых горных работ, называют *рабочими. Нерабочие уступы* разграничиваются площадками небольшой ширины (0,1—0,2 от высоты уступа) для повышения устойчивости их откосов. Эти площадки называют *бермами.*

В результате выемки пустых пород и полезного ископаемого в карьере образуется *выработанное пространство,* которое может быть оставлено свободным или же использовано для расположения внутренних отвалов.

Боковые поверхности, ограничивающие карьер, называют *бортами карьера.* Они представляют собой совокупность откосов и площадок отдельных уступов. *Рабочим бортом карьера* называют тот его борт, на котором ведут горные работы; борт карьера, на котором горные работы не производятся, называют *нерабочим. Подошвой карьера* называют нижнюю площадку самого нижнего уступа.

Линии пересечения борта карьера с вышележащей неразработанной поверхностью земли и с подошвой карьера называют соответственно *верхним* и *нижним* контурами карьера. Поверхность, проходящую через верхний и нижний контуры карьера, называют *откосом карьера,* а угол, образованный прямой, пересекающей эти контуры в нормальной к ним плоскости и проекцией этой прямой на горизонтальную плоскость, называют *углом откоса карьера.*

Доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера обеспечивается путем проведения *капитальных траншей,* а подготовка отдельных уступов к разработке — путем проведения *разрезных траншей* (рис. 356).

Траншеи являются открытыми горными выработками значительной по сравнению с шириной и глубиной длины и имеют трапециевидное поперечное сечение. С боков траншеи ограничиваются бортами, а снизу подошвой. Капитальные траншеи проводят с определенным уклоном или подъемом, а разрезные — горизонтально. В плане продольная ось траншеи, называемая ее трассой, может иметь вид прямой или кривой линии определенного радиуса, величина которого зависит от вида принятого в данном случае транспорта.

Разрезная траншея является продолжением на каждом уступе капитальной траншеи. Путем проведения разрезных траншей на уступах создается *первоначальный фронт работ.* При начале разработки уступов один или оба борта разрезной траншеи отрабатывают, и траншея как горная выработка перестает существовать.

Месторождение или его часть, разрабатываемую одним карьером, называют полем данного карьера или *карьерным полем.*

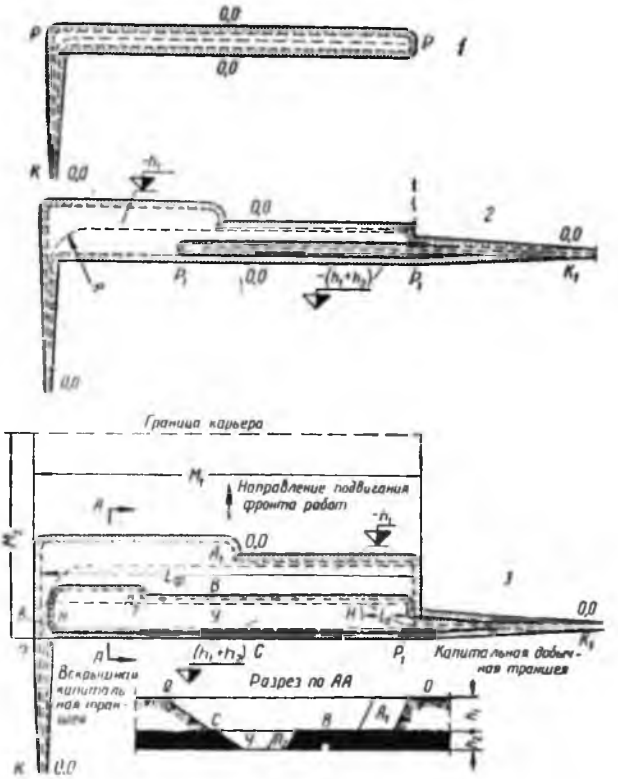


Рис. 356. Капитальные и разрезные траншеи:

КР — капитальная траншея вскрышного уступа h_1; K_1P_1 — капитальная траншея добычного уступа $(h_1 + h_2)$; *РР* — разрезная траншея вскрышного уступа; P_1P_1 — разрезная траншея добычного уступа; A_1 — вскрышной забой; A_2 — добычной забой; *В* и *У* — рабочие площадки вскрышного и добычного уступов; *УВО* — рабочий и *УСО* — нерабочий борта карьера; $L_Ф$ — фронт работ; 0, 0 — отметка земной поверхности; *1*, *2* и *3* — этапы развития карьера

§ 145. ОСУШЕНИЕ

Наличие воды в породах уменьшает взаимное сцепление и трение частиц, в результате чего нарушается устойчивость уступа и происходят оползневые явления. Поэтому необходимо, с одной стороны, ограждать карьер от попадания в него внешних атмосферных и грунтовых вод, а с другой — осушать месторождение, т. е. обезвоживать вмещающие породы и полезное ископаемое и снижать напорное давление воды в подстилающих породах.

Для ограждения от атмосферных вод обычно проводят *нагорные канавы,* по которым эти воды отводятся за пределы карьера.

Грунтовые воды при неглубоком залегании также могут быть отведены при помощи открытых канав, пересекающих водоносные слои.

При глубоком расположении уровня подземных вод, а также при наличии нескольких горизонтов вод применяют подземный способ осушения, заключающийся в проведении по угольному пласту (реже по пустым породам) сети подземных выработок — штреков, сообщающихся с поверхностью через ствол дренажной шахты или штольни. Воду насосами выкачивают на поверхность и отводят за пределы контура карьера.

Количество осушительных выработок и расстояние между ними устанавливают в зависимости от гидрогеологических условий месторождения и требуемой степени осушения. При подземном дренаже применяют сквозные и забивные в кровлю и подошву штреков фильтры.

Осушение месторождения может осуществляться также с земной поверхности через скважины, оборудованные глубинными насосами.

§ 146. ТИПЫ ЭКСКАВАТОРОВ

Основными машинами, предназначенными для производства выемочно-погрузочных работ на вскрыше пород и добыче полезного ископаемого, являются экскаваторы. *Экскаватором* называют самоходный землеройный снаряд, предназначенный для зачерпывания горной породы из целика или разрыхленного массива и перемещения ее в ковше к месту разгрузки.

Существует два основных вида экскаваторов: *одноковшовые* (рис. 357 и 358) и *многочерпаковые*. В первом случае выемка и перемещение породы производятся при помощи одного ковша, во втором — при помощи многих черпаков (ковшей), укрепленных на бесконечной цепи (рис. 359 и 360) или на колесе ротора (рис. 361).

В рабочий цикл экскаватора входят следующие отдельные операции:

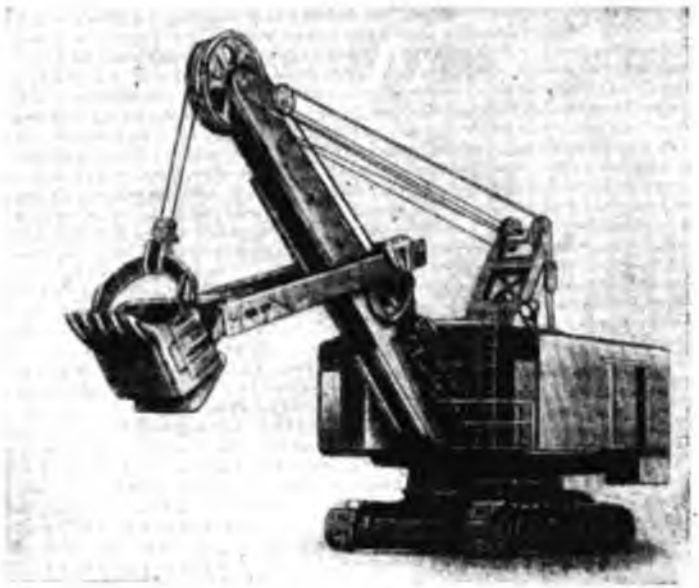


Рис. 357. Одноковшовый экскаватор — механическая лопата ЭКГ-4

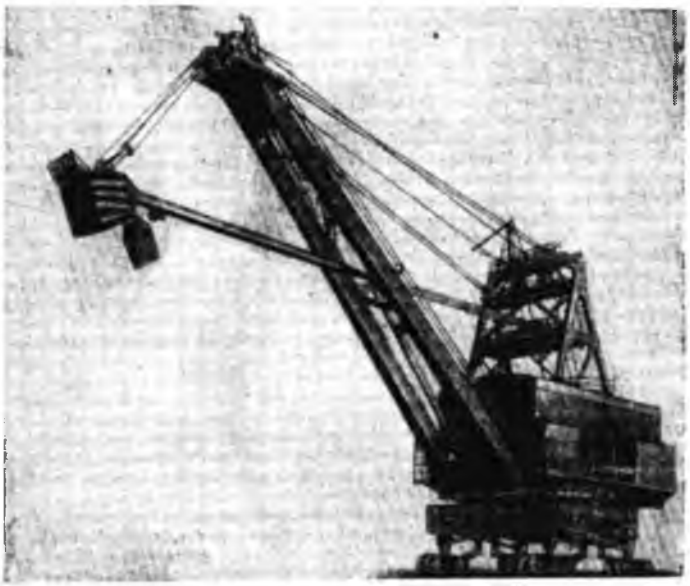


Рис. 358. Одноковшовый экскаватор ЭВГ-15

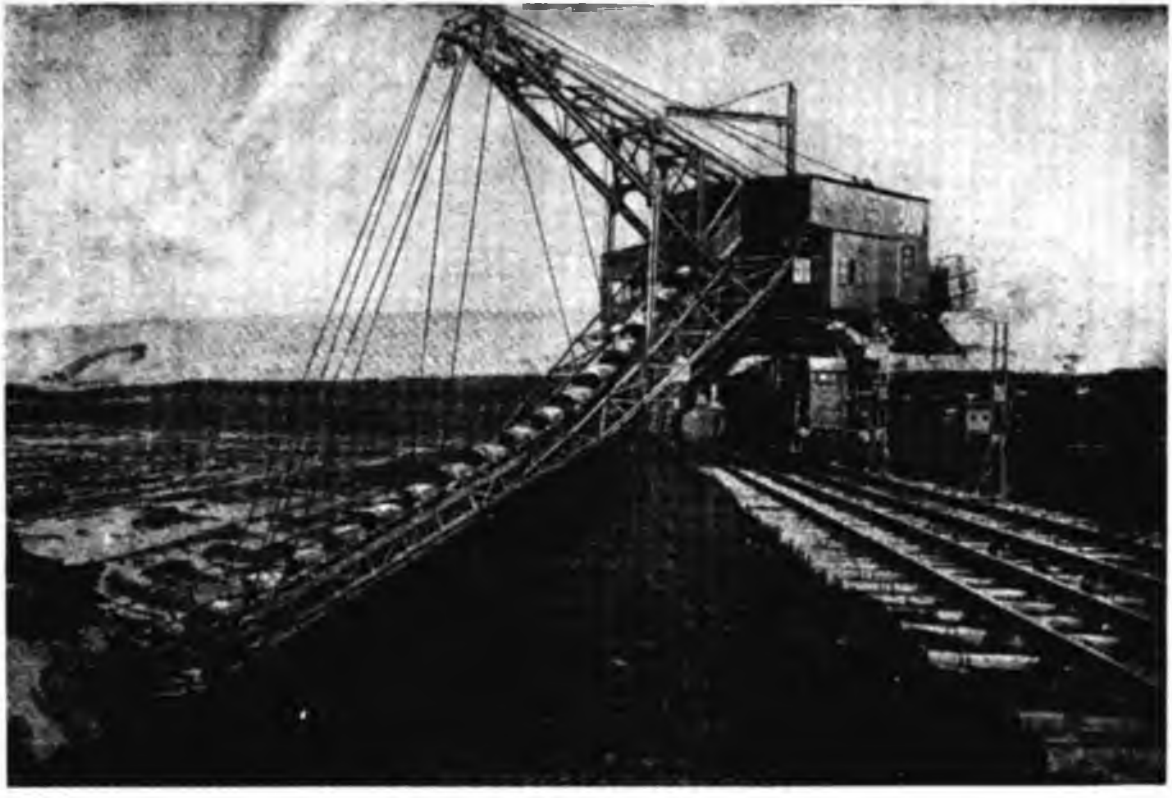


Рис. 359. Многочерпаковый цепной экскаватор однопортальный с нижним черпанием на железнодорожном ходу



Рис 360. Многочерпаковый цепной экскаватор на гусеничном ходу

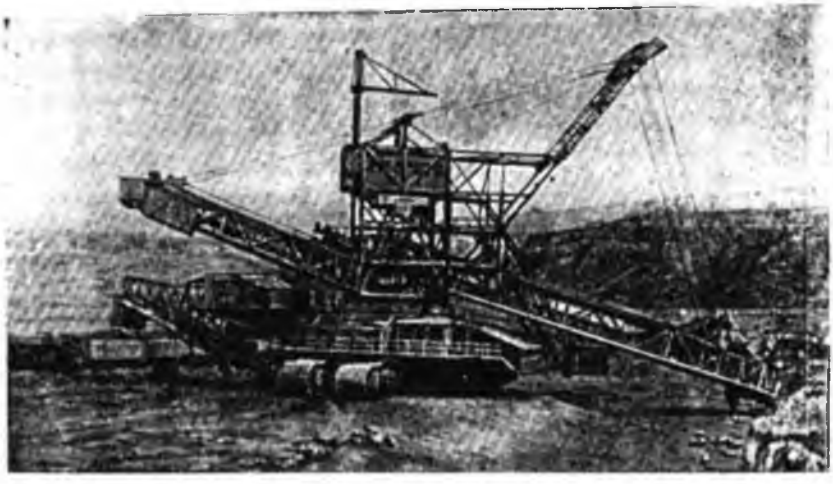


Рис. 361. Роторный экскаватор

1) врезание ковша в забой, отделение грунта от забоя и наполнение ковша грунтом;

2) перемещение нагруженного ковша от забоя к месту разгрузки;

3) разгрузка ковша;

4) возвращение ковша в исходное положение.

Одноковшовые экскаваторы являются машинами цикличного (прерывного) действия, все указанные процессы работы они выполняют последовательно. Многочерпаковые экскаваторы —

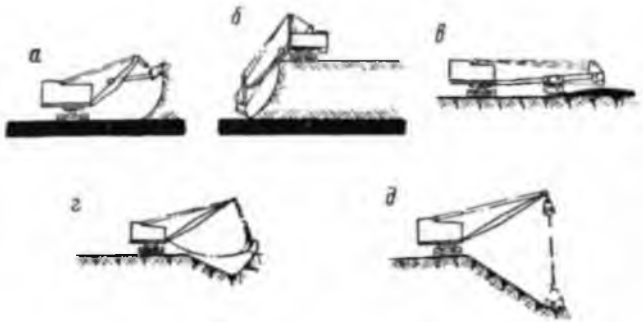


Рис. 362. Схемы одноковшовых экскаваторов

машины непрерывного действия, все рабочие операции, включая и перемещение самого экскаватора, совершаются одновременно.

Во всяком экскаваторе различают: *рабочее оборудование — ковш* и *детали,* на которых он укреплен; *силовое оборудование*, приводящее в движение рабочие органы и весь снаряд; *платформу*, на которой установлено рабочее и силовое оборудование и передачи; платформа состоит из кузова и ходового устройства.

По виду рабочего оборудования и конструктивной связи ковша со стрелой (рис. 362) одноковшовые экскаваторы разделяют на две группы: с жесткой связью стрелы с ковшом и с гибкой связью стрелы с ковшом.

Каждая из этих групп включает несколько типов одноковшовых экскаваторов.

К экскаваторам с жесткой связью стрелы с ковшом относят:

1) *механическую* (прямую) *лопату* (рис. 362, *а*), у которой ковш укреплен на рукояти и во время работы экскаватора, внедряясь в забой, перемещается по нему в направлении от машины вперед и вверх под действием подъемного троса;

2) *обратную* (механическую) *лопату,* у которой ковш укреплен на рукояти (рис. 362, *б*) и во время работы при помощи троса перемещается по забою в направлении к машине назад и вверх;

3) *струг* (рис. 362, *в*), у которого ковш во время работы подвигается от машины (обычно горизонтально) по жесткой направляющей стреле.

Группа одноковшовых экскаваторов с гибкой связью ковша со стрелой включает:

1) *драглайн* (канатно-ковшовый экскаватор), у которого ковш при помощи тросов подтягивается по забою к машине назад и вверх (рис. 362, *г*);

2) *грейферный экскаватор* (рис. 362, *д*), имеющий специальный ковш, подвешенный на тросе, который во время работы по забою не перемещается, а будучи спущенным в забой, внедряется в породу и захватывает ее путем смыкания лопастей.

На одноковшовых экскаваторах могут быть последовательно поставлены все перечисленные виды рабочего оборудования или только некоторые из них. В первом случае экскаваторы называют *универсальными,* во втором — *полууниверсальными.* Экскаваторы, изготовляющиеся только с одним видом рабочего оборудования, называют *специальными.*

Одноковшовые экскаваторы по ходовому оборудованию делят на *гусеничные* и *шагающие.*

Силовое оборудование экскаваторов может быть электрическое, дизельное и дизель-электрическое, в редких случаях — паровое.

Многочерпаковые экскаваторы делят на:

1) *собственно многочерпаковые (цепные) экскаваторы* (см. рис. 359);

2) *роторные экскаваторы* с черпаками, посаженными на колесо (ротор).

Многочерпаковые экскаваторы строят на гусеничном и рельсовом ходу. Силовое оборудование у многочерпаковых экскаваторов бывает такое же, как и у одноковшовых. По способу разгрузки породы многочерпаковые экскаваторы могут быть *портальные* и с *боковой погрузкой.* Портальные экскаваторы чаще делают на колесном ходу. Применяют *однопортальные* и *двухпортальные* экскаваторы. При боковой погрузке многочерпаковые экскаваторы обычно имеют гусеничный ход и оборудуются консольным ленточным конвейером (рис. 361).

Корпус многочерпаковых экскаваторов может быть *поворотным* и *неповоротным.* Выемку породы можно производить при *верхнем черпании* или при *нижнем черпании,* а при двух направляющих рамах на одном экскаваторе — одновременно при *верхнем* и *нижнем черпании.*

При расположении черпачной рамы сзади корпуса экскаватора последний по признаку его назначения называется *траншейным.*

§ 147. ОДНОКОВШОВЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

При открытых горных работах наибольшее распространение получили одноковшовые экскаваторы и из них — прямая механическая лопата и драглайн.

Механическая лопата. Рабочее оборудование этого типа экскаваторов состоит из *ковша* (рис. 363), *рукояти* и *стрелы.* Ковш неподвижно укреплен на одном конце рукояти, шарнирно

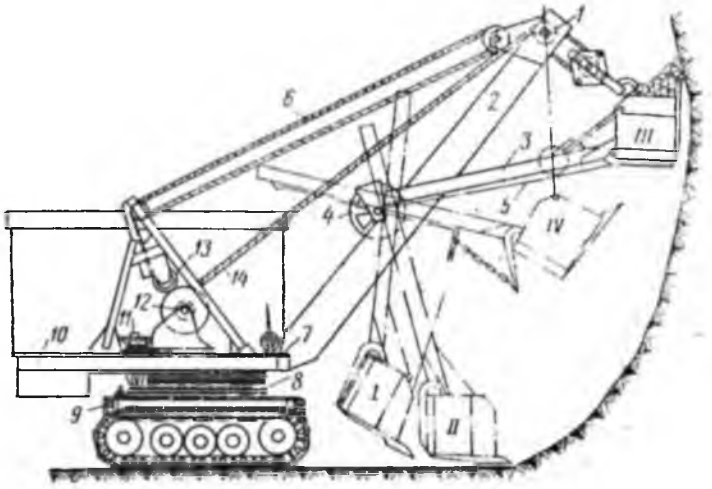


Рис. 363. Схема механической лопаты:

1 — головной блок стрелы; *2* — стрела; *3* — рукоять; *4* — напорный вал; *5*—трос для открывания днища; *6* — стреловой трос; *7* — пята стрелы; *8*— ролики; *9* — нижняя рама; *10* — рама поворотной платформы; *11* — передача поворотного механизма; *12* — барабан для подъема ковша; *13* — передача для подъема стрелы; *14* — подъемный трос; *I, II, III* и *IV* — последовательные положения ковша

соединенной со стрелой; кроме того, ковш подвешивается к подъемному тросу за блок коромысла.

Рукоять укреплена на стреле в седловом подшипнике, установленном на напорном валу. Такое соединение рукояти со стрелой позволяет ей вращаться под действием подъемного каната вокруг напорного вала, перемещаясь из положения *I* в положение *III* (см. рис. 363), в результате чего обеспечивается подъемное движение ковша. Одновременно рукоять, скользя в подшипнике, передвигается поступательно вдоль своей оси — *напорное движение,* регулирующее толщину стружки. Напорное движение обеспечивается специальным *напорным механизмом.*

Нижняя часть стрелы — пята — шарнирно прикреплена к раме поворотной платформы, а верхняя — через головной блок подвешена на тросах к опорам на корпусе экскаватора.

Нормально стрела устанавливается под углом 45° к горизонту.

Силовое оборудование, рабочие механизмы и механизмы управления экскаватором располагаются на поворотной платформе, которая опирается на ряд опорных роликов, расположенных по периферии поворотного круга нижней рамы.

Силовое оборудование механической лопаты должно обеспечить врезывание ковша в породу (напорное усилие), подъем ковша на определенную высоту, во время которого происходит наполнение его породой (*подъемное усилие*), перемещение поднятого и заполненного породой ковша к месту разгрузки и возвращение опорожненного ковша в забой (*поворотное усилие*). Кроме того, силовое оборудование обеспечивает передвижение экскаватора во время работы, по мере подвигания забоя, и во время перехода его на новые участки работы.

Рабочими движениями прямой механической лопаты являются: черпание (копание), поворот на выгрузку, выгрузка, поворот в забой и опускание ковша.

При начале черпания ковш находится в нижнем положении (*I*, см. рис. 363). Под действием натяжения подъемного каната и одновременного выдвигания рукояти вперед ковш перемещается по забою в вертикальной плоскости и наполняется породой (*II—III*).

В тяжелых породах (плотные глины, мергель и т. п.) толщина стружки обычно небольшая, и ковш заполняется на протяжении всей высоты уступа. В легких грунтах, позволяющих брать более толстую стружку, заполнение ковша происходит на небольшой высоте забоя.

После окончания черпания рукоять несколько вдвигается в сторону кузова экскаватора, чтобы ковш при повороте не задел за забой. Затем экскаватор поворачивается для разгрузки ковша в транспортные средства или в отвал через днище, открываемое при помощи специального устройства. По окончании разгрузки производится обратный поворот экскаватора в забой (*IV*, см. рис. 363) и опускание ковша в исходное положение *I*. Закрывание днища происходит автоматически при опускании ковша. После этого рабочий цикл повторяется.

Отечественные заводы выпускают большое число различных моделей одноковшовых экскаваторов типа прямой механической лопаты, которые можно разделить на две группы: с емкостью ковша от 0,15 до 2 $м^3$ и с емкостью ковша 4—15 $м^3$.

Экскаваторы первой группы выпускают универсального или полууниверсального типа и применяют главным образом на строительных работах, а на угольных карьерах только для вспомогательных целей.

Экскаваторы второй группы являются основными машинами, применяемыми на открытых горных работах.

Для работы в скальных породах при погрузке в транспортные средства на уровне рабочей площадки применяют экскаваторы ЭКГ-4 (Э — электрический, К — карьерный, Г — гусеничный, 4 — емкость ковша 4 $м^3$) и ЭКГ-6.

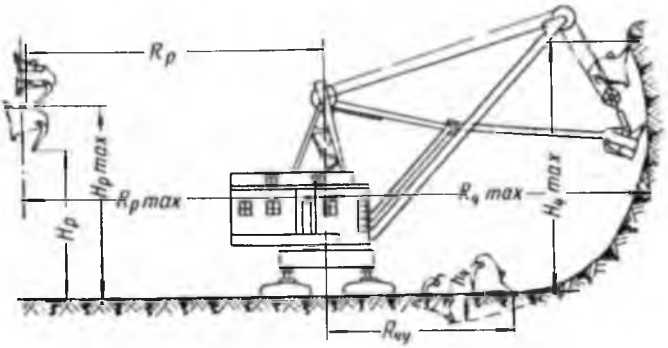


Рис. 364. Схема рабочих размеров механической лопаты

Для проходки траншей и вскрышных работ с погрузкой в вагоны, стоящие на верхней рабочей площадке (при верхней погрузке), а также для работы на вскрыше по бестранспортной схеме и на отвалах выпускают экскаваторы ЭВГ-4 (Э — электрический, В — вскрышной, Г — гусеничный, 4 — емкость ковша 4 $м^3$), ЭВГ-6 и ЭВГ-15 (рис. 358 и 364).

При погрузке породы в вагоны применяют экскаваторы с ковшом емкостью не более 4—8 $м^3$, так как при большей емкости ковша вагоны сильно изнашиваются от ударов падающей в них породы.

Основные рабочие размеры и техническая характеристика (табл. 22) экскаваторов с оборудованием механической лопаты:

$R_ч$ — радиус черпания — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущего края ковша: различают $R_{ч\,max}$ — наибольший радиус черпания, соответствующий черпанию при максимально выдвинутой рукояти, и $R_{ч\,у}$ — соответствующий радиусу черпания на горизонте установки экскаватора; $R_{ч\,у}$ называют также радиусом планировочной площадки;

$H_ч$ — высота черпания — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущего края ковша; $H_{ч\,max}$ — наибольшая высота черпания, соответствующая максимально поднятой рукояти;

$R_р$ — радиус разгрузки — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша;

$R_{р.\ max}$ — наибольший радиус разгрузки, соответствующий максимально выдвинутой рукояти;

$H_р$ — высота разгрузки — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; $H_{р.\ max}$ — максимальная высота разгрузки, соответствующая максимально поднятой рукояти;

$h_ч$ — глубина черпания ниже горизонта установки экскаватора.

Таблица 22

Техническая характеристика некоторых экскаваторов с оборудованием механической лопаты

Наименование показателей	ЭВГ-4	ЭВГ-6	ЭВГ-15	ЭКГ-4	ЭКГ-8
Емкость ковша, $м^3$	4—5	6—8	15	4—5	8
Длина стрелы, $м$	20,5	30	36	10,5	—
Длина рукояти, $м$	12,9	20	19	7,58	—
Радиус планировочной площадки (черпания на горизонте установки), $м$	13,6—14,2	21,5—21,6	20,5	8,66—8,95	—
Наибольший радиус черпания, $м$	22,7—23,4	35—35,2	40	14,3—14,4	15,5
Радиус разгрузки, $м$	18,4—19,0	30,5—30,4	36,5	12,1—12,3	—
Наибольший радиус разгрузки, $м$	20,9—21,5	32,5—33,0	37,8	12,6	15,5
Высота разгрузки, $м$	—	—	15	4,9	—
Наибольшая высота разгрузки, $м$	16	22	24,5	6,3	8,2
Наибольшая высота черпания, $м$	20,9—20,4	26,8—27,0	30	10	12,5
Глубина черпания ниже горизонта установки, $м$	—	—	3,8	2,92	—
Удельное давление на грунт, $кг/см^2$	2,2	2,8	2,33	1,8	2,5
Скорость передвижения, $км/ч$	0,6	0,3	0,3	0,75	0,6
Рабочий вес, $т$	330	582	1054	180	330
Продолжительность цикла при угле поворота 195°, сек	35	45	50	24*	26*

* При повороте на 90°.

Размеры эти определяются емкостью ковша, а также длиной стрелы и рукояти.

Производительность механической лопаты характеризуется количеством вынимаемой и отгружаемой в единицу времени породы; она измеряется в кубических метрах и зависит от емкости ковша и продолжительности одного цикла. Под циклом подразумевается совокупность всех операций от начала копания до возвращения ковша в исходное положение, т. е. отрыв породы, поворот машины, выгрузка породы из ковша и возвращение его в положение, соответствующее началу копания.

Теоретическая часовая производительность механической лопаты может быть определена по формуле

$$Q_{\text{т. час}} = \frac{3600E}{t_{\text{ц}}}, \ м^3/ч, \qquad (129)$$

где E — емкость ковша, $м^3$;
$t_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла, сек.;
3600 — число секунд в часе.

В действительности же производительность ее всегда бывает ниже вследствие того, что: 1) ковш обычно не наполняется полностью и между отдельными кусками породы остается пустое пространство; 2) по причине различных задержек продолжительность каждого цикла бывает более длительна, чем определенная теоретически.

Кроме емкости ковша и продолжительности одного цикла, на производительность экскаватора оказывают влияние и свойства пород, в которых ему приходится работать: в породах рыхлых (песок, гравий) производительность экскаватора выше, чем в породах твердых (валунная глина, взорванная скальная порода).

Практическая производительность экскаватора за 1 час экскавации может быть рассчитана по формуле

$$Q_{\text{час}} = \frac{3600Ek_1c}{t_{\text{ц}}k_2}, \ м^3, \qquad (130)$$

где k_1 — коэффициент наполнения ковша (табл. 23);
k_2 — коэффициент разрыхления породы (табл. 24);
c — коэффициент использования экскаватора во времени: при работе с отгрузкой в отвал — 0,80 — 0,95; при работе с погрузкой в транспортные сосуды — 0,55 — 0,90

Таблица 23

Значение коэффициента k_1 наполнения ковша экскаватора

Наименование грунта	Коэффициент наполнения ковша	
	механическая лопата	драглайн
Песок и гравий сухие, щебень и хорошо взорванная скала	0,95—1,02	0,80—0,90
Песок влажный	1,15—1,23	1,10—1,20
Суглинок	1,05—1,12	0,80—1,00
То же, влажный	1,20—1,32	1,15—1,25
Глина средняя	1,08—1,18	0,98—1,06
То же, влажная	1,30—1,50	1,18—1,28
Глина тяжелая	1,00—1,10	0,95—1,00
То же, влажная	1,25—1,40	1,10—1,20
Плохо взорванная скала	0,75—0,90	0,55—0,80

Таблица 24

Значение коэффициента k_2 разрыхления горных пород при экскаваторных работах

Порода	Объемный вес породы в целике, $т/м^3$	Коэффициент разрыхления	
		в ковше экскаватора	в вагоне
Легкая	1,5—1,7	1,2	1,15
Средняя	1,8	1,5	1,3
Тяжелая	1,9—2,8	1,9	1,5
Уголь	1,15	1,5	1,4

Сменная производительность экскаватора равна

$$Q_{см} = \frac{3600 E k_1 c n}{t_ц k_2}, \ м^3, \qquad (131)$$

где n — число часов работы экскаватора в смене.

Отношение

$$K = \frac{k_1}{k_2} \qquad (132)$$

называется коэффициентом экскавации.

При определении месячной и годовой производительности экскаватора в выражение (131) необходимо ввести соответствующее расчетное число дней его работы в месяц или в год, а также коэффициент сменности.

Драглайны (канатно-ковшовые экскаваторы, рис. 365) отличаются от механических лопат тем, что ковш соединен со стрелой гибкой связью при помощи подъемного и тягового тросов.

Ковш драглайна *1*, открытый спереди и сверху, подвешен к подъемному канату *2* при помощи подъемных цепей *3* и распорного коромысла *4*. К выступающим вперед боковым стенкам ковша прикреплены тяговые цепи *5*, которые соединены вместе и прикреплены к тяговому канату *6*. К нему же прикреплен разгружающий канат *7*, прикрепленный другим концом к арке *8*

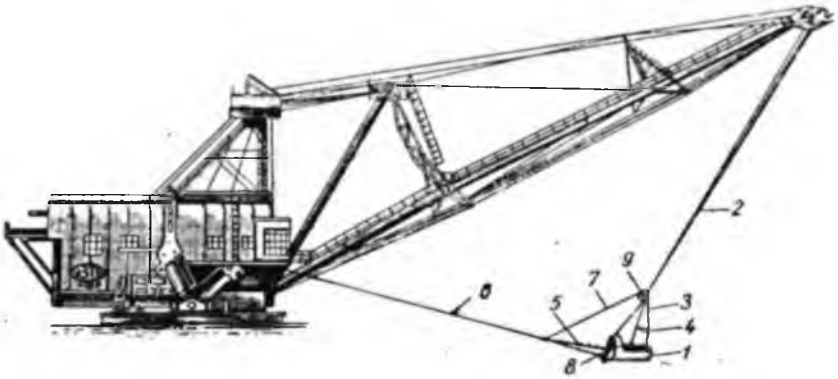


Рис. 365. Шагающий экскаватор ЭШ-14/75

ковша и огибающий разгрузочный блок *9*, подвешенный у места соединения подъемных цепей с подъемным канатом.

При работе драглайн устанавливают на кровле уступа, который он разрабатывает (рис. 366). Схема работы экскаваторов этого типа заключается в следующем. При ослабленном тяговом канате ковш опускают на подошву уступа, а затем этим же канатом подтягивают к корпусу экскаватора. Во время движения ковш наполняется породой, срезая стружку толщиной 80—500 *мм*. Для наполнения ковша в легких и средних грунтах требуется расстояние, равное трем-четырем его длинам.

Наполненный ковш поднимается подъемным канатом при натянутом тяговом канате. Поднятый ковш удерживается от опрокидывания разгрузочным канатом. Длина разгрузочного каната должна быть отрегулирована так, чтобы при натяжении подъемного и тягового канатов дно поднятого ковша составляло с горизонтом 15—20°. Под действием подъемного каната и постепенного ослабления тягового ковш поднимается к голове стрелы. Одновременно корпус драглайна поворачивается к месту разгрузки.

Для разгрузки ковша достаточно опустить тяговый канат; при этом разгрузочный канат ослабевает, передняя, более тяжелая

часть ковша, не поддерживаемая больше этим канатом, опускается вниз, и ковш разгружается.

После разгрузки ковша экскаватор поворачивается к забою, и цикл работы повторяется.

Производительность драглайна может быть определена по формулам (130) и (131).

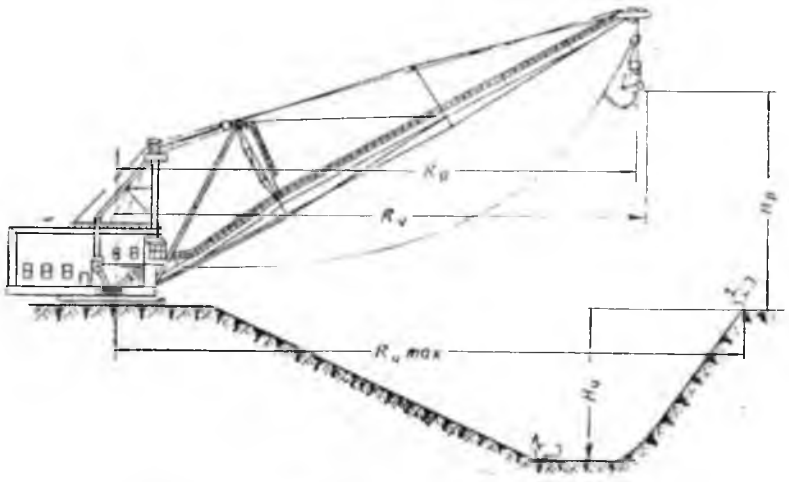


Рис. 366. Схема рабочих размеров драглайна

Драглайны изготовляют на гусеничном и шагающем ходу. В Советском Союзе выпускают шагающие драглайны. Обычный наклон стрелы у драглайна 20—35°.

Техническая характеристика основных моделей драглайнов приведена в табл. 25.

Экскаваторы ЭШ относятся к типу полноповоротных машин и имеют *неподвижную часть — базу* (опорный круг) и *вращающуюся — поворотную платформу* (рис. 367), на которой смонтировано основное и вспомогательное оборудование.

В рабочем положении экскаватор своей базой опирается на грунт. Эксцентриковые рамы с лыжами висят на эксцентриках, занимая свое верхнее положение. Ось вала механизма шагания совпадает с осью шипа эксцентрика, который в этот момент находится в верхнем положении. При этом поворотная платформа с механизмами, стрелой и подхватами может свободно поворачиваться на неподвижной базе.

Для шагания пускается главный электродвигатель, который через редуктор главной лебедки и механизм шагания приводит во вращение вал последнего с эксцентриками.

Таблица 25

Техническая характеристика драглайнов

Наименование показателей	ЭШ-4/40	ЭШ-6/60	ЭШ-15/90	ЭШ-20/65
Емкость ковша, *м*³	4	6	15	20
Длина стрелы, *м*	40	60	90	65
Угол наклона стрелы, *град.*	35	30	30	20 и 30
Радиус разгрузки, *м*	35	30	68; 61,6	68; 62
Высота разгрузки, *м*	13,4; 19,4	24	20; 32	16; 28
Радиус черпания, *м*	48	55	81	68,5—62,0
Наибольший радиус черпания, *м*	—	—	94,5; 76,5	89; 74,5
Глубина черпания при боковом проходе *H*, *м*	28; 18	30	28	20,5 -18,5
То же, при тупиковом проходе *H*, *м*	32; 26	—	41	35; 30
Продолжительность цикла при повороте на 135°, сек.	46	60	64—67	60
Удельное давление на грунт:				
при работе, *кг/см*²	0,43	0,74	0,8	
при шагании, *кг/см*²	1,0	1,0	1,27	
Вес, *т*	180	582	1150	
Скорость передвижения, *км/ч*	0,47	0,2	0,18	

Эксцентрики своими шипами ведут эксцентриковые рамы, которые, перемещаясь, переносят лыжи вперед (по ходу шагания) и опускают их на грунт, а затем, опираясь на них, поднимают весь экскаватор, одновременно перемещая его на величину шага вперед.

Таким образом, при шагании экскаватора обе лыжи одновременно опираются на грунт, а поворотная плита, поднимаемая эксцентриками, отрывает от грунта своими подхватами один край базы; другой край базы (задний по ходу машины) волочится при этом по грунту, создавая третью, подвижную точку опоры для шагающей машины.

Схема процесса шагания экскаватора представлена на рис. 367: *I* — рабочее положение; *II* — начало шагания; вал механизма шагания и эксцентрики с шипами повернуты при этом по сравнению с положением *I* на 90°; *III* — шагание (полшага сделано) — вал с эксцентриками повернут по сравнению с положением *I* на 180°; *IV* — конец шагания (сделан полный шаг) — вал с эксцентриками повернут по сравнению с положением *I* на 270°; *V* — исходное положение (соответствует *I*) — экскаватор

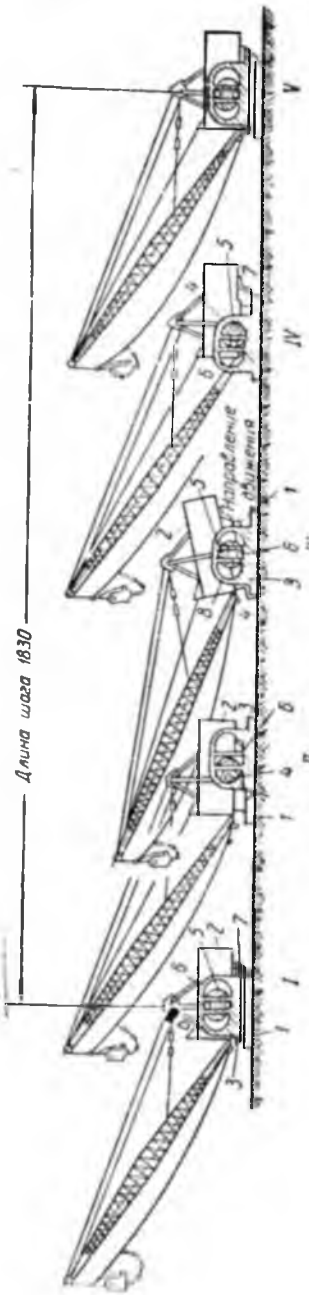


Рис. 367. Схема шагания экскаватора:
— рабочее положение; *II* — начало шагания; *III* — шагание (сделано пшага); *IV* — конец шагания (сделан полный шаг); *V* — исходное положение (соответствует положению *I*); *1* — база экскаватора; *2* — поворотная платформа; *3* — лыжа; *4* — эксцентрик; *5* — вал механизма шагания; *6* — шит эксцентрика; *7* — подвяты; *8* — эксцентриковая рама

может продолжать шагание, двигатель выключен и лыжи подняты.

Шагающие экскаваторы имеют значительно меньшее, чем экскаваторы на гусеницах, удельное давление на грунт.

Малое удельное давление шагающего экскаватора дает возможность использовать его на слабых и даже заболоченных грунтах.

В угольной промышленности шагающие экскаваторы широко используются при открытых разработках угольных месторождений, главным образом для переэкскавации вскрышных пород в выработанном пространстве при бестранспортной системе работ. Они могут быть эффективно использованы также при проходке траншей, для зачистки дна разреза, уборки оползней, заоткоски бортов и других вспомогательных работ.

§ 148. МНОГОЧЕРПАКОВЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

Как указывалось выше, многочерпаковые экскаваторы делят на цепные и роторные.

Цепные, или собственно многочерпаковые, экскаваторы (см. рис. 359) являются наиболее распространенными и применяются при породах сыпучих, мягких и средней плотности для вскрышных и добычных работ, а также для проходки траншей. Отдельные типы этих экскаваторов имеют неповоротный или поворотный корпус и служат для верхнего или нижнего черпания.

Роторные экскаваторы (см. рис. 361) служат для верхнего черпания и выполняются с поворотным корпусом на гусеничном ходу. Большая жесткость рабочего органа и более совершенный способ перемещения добытого материала обеспечивают возможность успешной работы роторных экскаваторов в более плотных породах.

Рабочей частью цепных многочерпаковых экскаваторов является бесконечная цепь, к которой на некотором расстоянии

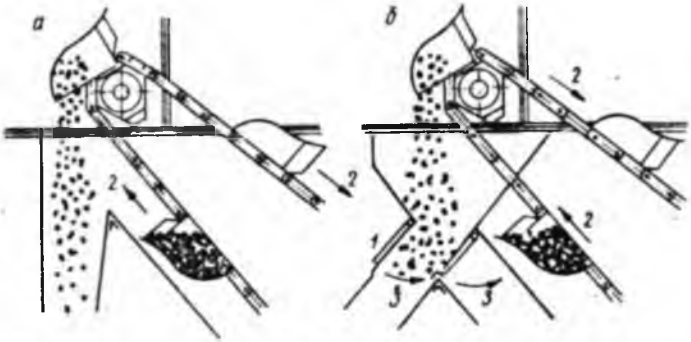


Рис. 368. Схема разгрузки ковшей в приемную воронку цепных однопортальных (*а*) и двухпортальных (*б*) экскаваторов:

1 — перекидной клапан; *2* — направление движения черпаковой цепи; *3* — направление переключения перекидного клапана

один от другого прикреплены ковши (черпаки). Сама цепь поддерживается *рамой,* подвешенной на канатах к *стреле.* Рама, поддерживающая и направляющая цепи, шарнирно соединена с рамой корпуса, на котором устанавливается все силовое оборудование экскаватора.

Работа многочерпакового цепного экскаватора сводится к тому, что во время перемещения бесконечной цепи с черпаками по забою со скоростью 0,5—1,0 *м/сек* экскаватор передвигается вдоль откоса уступа со скоростью 8—12 *м/мин.* При этом сложном движении черпаки срезают породу в виде стружки толщиной, в зависимости от крепости пород, от 10 до 30 *см* и несут ее к разгрузочному устройству в кабине экскаватора.

При огибании цепью направляющей звездочки, устанавливаемой над разгрузочным устройством, черпак разгружается (рис. 368), и порода по соответствующему желобу направляется в бункер, откуда может грузиться непосредственно или при помощи конвейера (см. рис. 360) в вагоны, доставляющие ее в отвалы. Этот же конвейер при соответствующей длине можно

использовать для перемещения породы непосредственно в выработанное пространство.

Цепные многочерпаковые экскаваторы применяют для верхнего черпания при высоте уступа до 30 *м* и для нижнего черпания при высоте уступа до 40 *м*. Экскаваторы с поворотным корпусом могут последовательно работать верхним и нижним черпанием при высоте подуступов до 25 *м;* при этом один экскаватор может отработать уступ высотой до 50 *м*.

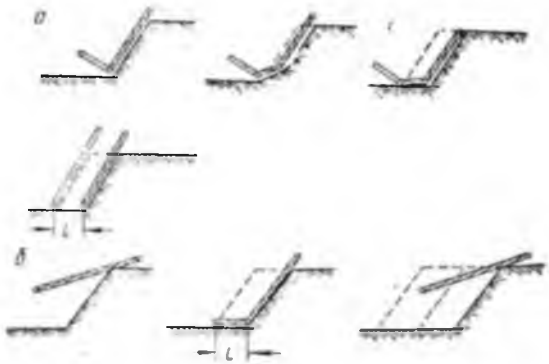


Рис. 369. Последовательность отработки уступов цепными экскаваторами с верхним (*а*) и нижним (*б*) черпанием при наличии планирующего звена; *l* — шаг передвижки экскаватора

Цепные многочерпаковые экскаваторы изготовляют с емкостью ковшей от 0,2 до 4 $м^3$.

На основных горных работах обычно применяют экскаваторы с емкостью черпаков более 600 *л* Многочерпаковые цепные экскаваторы можно применять как для валовой экскавации — без выделения отдельных слоев и прослойков, так и для раздельной выемки последних. Для валовой экскавации применяют *жесткие рамы*; для раздельной — *шарнирные*. Для планировки верхней и нижней площадок уступа рамы снабжают *планирующими звеньями* длиной от 2 до 6 *м*, которые можно устанавливать горизонтально, в одну линию с рамой или в любом промежуточном положении. У экскаватора с нижним черпанием планирующее звено располагают на нижнем конце рамы; при верхнем черпании — у корпуса экскаватора.

Последовательность отработки уступов цепными многочерпаковыми экскаваторами, снабженными планирующими звеньями рамы, представлена на рис. 369.

В обоих случаях поперечная передвижка экскаватора производится периодически по мере отработки уступа на величину *l*, соответствующую длине планирующего звена рамы.

Раздельная выемка пластов сложного строения может быть осуществлена цепными многочерпаковыми экскаваторами при многошарнирной раме.

Изменение положения отдельных звеньев рамы, обеспечивающее раздельную выемку, осуществляется при помощи лебедок подъема рамы. Раздельная выемка сложного пласта возможна при выдержанном залегании прослойков и соответствии длины отдельных звеньев рамы мощностям прослойков. Эти требования в значительной мере ограничивают область применения данного способа.

Более совершенными для раздельной выемки сложных пластов являются поворотные экскаваторы с многошарнирными рамами. Подача рамы на забой на незначительную величину в этом случае осуществляется за счет поворота корпуса экскаватора и изменения наклона рамы, а на большую величину — путем подъема или опускания отдельных звеньев рамы.

Расчетная производительность многочерпаковых цепных экскаваторов определяется емкостью черпака E ($м^3$), коэффициентом экскавации K, числом черпания (разгрузок) n в минуту, продолжительностью смены T (час.) и коэффициентом использования экскаватора во времени c.

Часовая расчетная производительность экскаватора может быть определена по формуле

$$Q_{час} = 60EnKc = 60En\frac{k_1}{k_2}c,\ м^3/ч \qquad (133)$$

и сменная

$$Q_{см} = 60EnKTc = 60En\frac{k_1}{k_2}Tc,\ м^3/смену, \qquad (134)$$

где коэффициент экскавации K численно равен отношению коэффициентов наполнения черпака k_1 и разрыхления породы k_2.

Наполнение черпаков при нижнем черпании бывает более полным, так как при этом материал перемещается по забою, а затем по приемному желобу экскаватора до пункта разгрузки впереди черпаков.

При верхнем черпании наполнение черпаков происходит на коротком пути у подошвы уступа. Обычно при верхнем черпании коэффициент наполнения не менее чем на 15—25% ниже коэффициента наполнения при нижнем черпании. Значение коэффициентов экскавации при различных породах приведено в табл. 26.

Таблица 26

Примерные значения коэффициентов экскавации при нижнем черпании

Наименование пород	Примерные значения коэффициентов			
	наполнения	разрыхления	экскавации	
			в трудных условиях	в хороших условиях
Песок, гравий	0,9—1,2	1,10	1,00	1,65
Бурый уголь, легкие суглинки	0,8—1,1	1,25	0,85	1,20
Плотные суглинистые породы	0,75—1,0	1,30	0,80	1,00
Глинистые породы . .	0,7—0,9	1,35	0,70	0,80

Число черпаний в минуту (табл. 27) зависит от скорости движения цепи и ее шага — расстояния между черпаками, которые устанавливаются в зависимости от характера экскавируемых пород.

Таблица 27

Число черпаний в минуту при многочерпаковых экскаваторах

Наименование пород	Характеристика пород	Число черпаний в минуту
Рыхлые	Легкие	30—38
Суглинистые	Средней трудности	22—26
Глинистые	Выше средней трудности .	20—24
Тяжелые глины, меловые и мергелистые породы	Трудные	18—22

Фактическая производительность многочерпаковых экскаваторов во многом зависит от обеспечения их транспортными средствами для перемещения экскавируемых пород или полезного ископаемого. Поэтому коэффициент *с* использования во времени экскаваторов, отгружающих материал на конвейер, выше, чем у экскаваторов, приспособленных для погрузки поездов на двух путях (двухпортальных экскаваторов), а у последних — выше, чем у экскаваторов, грузящих вагоны на одном пути (однопортальных экскаваторов).

Роторные экскаваторы (см. рис. 361) по принципу работы аналогичны цепным многочерпаковым экскаваторам. Рабочим органом у этих экскаваторов является колесо диаметром от

3,2 до 12 *м*, на котором закрепляются 6—10 черпаков емкостью от 100 до 1700 *л*. Экскавация породы производится черпаками при вращении колеса со скоростью 1—1,5 *м/сек*.

Из черпаков порода разгружается на ленточный конвейер, расположенный сбоку ротора на его стреле. Конвейером стрелы добытый материал транспортируется через корпус экскаватора на разгрузочный ленточный конвейер.

Роторные экскаваторы обычно изготовляют поворотными для верхнего черпания с боковой отгрузкой, на гусеничном ходу.

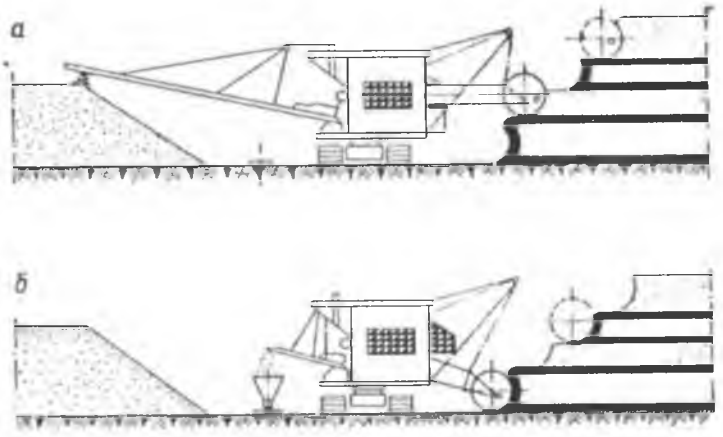


Рис. 370. Раздельная выемка пласта сложного строения роторным экскаватором:

а — выемка породы с отгрузкой в отвал; *б* — выемка угля с погрузкой в вагон

Ниже уровня стояния роторные экскаваторы могут черпать на глубину несколько меньше радиуса ротора.

Роторные экскаваторы разрабатывают уступ чаще всего со стороны его торца, как и одноковшовые экскаваторы, но могут работать и со стороны его откоса.

При работе с торца уступа экскаватор стоит на месте, а роторная стрела вместе с ротором поворачивается в горизонтальной плоскости на угол 90—120°. Снятие стружки породы производится, начиная с верха уступа при повороте стрелы в прямом и обратном направлениях с периодической подачей ее на забой на толщину снимаемой стружки 0,2—0,5 *м*. Когда в процессе работы стрела окажется выдвинутой на полную длину, она вдвигается обратно в корпус экскаватора и опускается на величину, равную 0,5—0,75 диаметра ротора. После этого начинается снятие стружки во втором горизонтальном слое. После того как уступ горизонтальными слоями будет отработан по всей высоте на полную длину стрелы, экскаватор передвигают

вдоль уступа на величину, соответствующую подаче стрелы, которая для разных моделей экскаваторов составляет от 3 до [illegible] м.

Наибольшая высота черпания (подъема стрелы) роторных экскаваторов составляет от 7 *м* для малых моделей до 25 *м* и более для мощных.

Достоинством роторных экскаваторов является простота организации работ при раздельной выемке (рис. 370) пластов сложного строения.

Производительность роторного экскаватора рассчитывается по приведенным выше формулам (133) и (134). Число черпаний (разгрузок) n в минуту в данном случае определяется из выражения

$$n = mn_p, \tag{135}$$

где m — число черпаков на роторе;

n_p — число оборотов ротора в минуту, равное

$$n_p = \frac{60v}{\pi D} \text{ об/мин}, \tag{136}$$

где $v = 0{,}9 - 1{,}2$ *м/сек* — скорость резания породы;

D — диаметр ротора, *м*.

§ 149. ПРИМЕНЕНИЕ НА ОТКРЫТЫХ РАБОТАХ КОЛЕСНЫХ СКРЕПЕРОВ И ТРАКТОРНЫХ СТРУГОВ

Колесные скреперы (рис. 371) представляют собой землеройные снаряды, предназначенные для экскавации, транспортировки и разгрузки материала в отвал или штабель. Колесные скреперы являются прицепными машинами, работающими с гусеничным трактором ЧТЗ С-80. Емкость ковша колесных скреперов бывает от 2,25 до 15 $м^3$.

При открытых горных работах колесные скреперы применяют для проходки траншей, зачистки кровли вскрытого полезного ископаемого, а также для разработки передовых (нивелирующих) вскрышных уступов. Их применяют также при строительстве дорог, устройстве насыпей и при планировке строительных площадок.

Перемещается колесный скрепер гусеничным трактором при помощи тягового дышла. Управление скрепером осуществляет машинист трактора при помощи рычагов двухбарабанной лебедки, установленной на тракторе, от которой идут тросы к скреперу.

Работа колесного скрепера заключается в следующем. Во время срезки породы поднимается передняя заслонка и опускается ковш; при движении скрепера его нож, врезаясь в по-

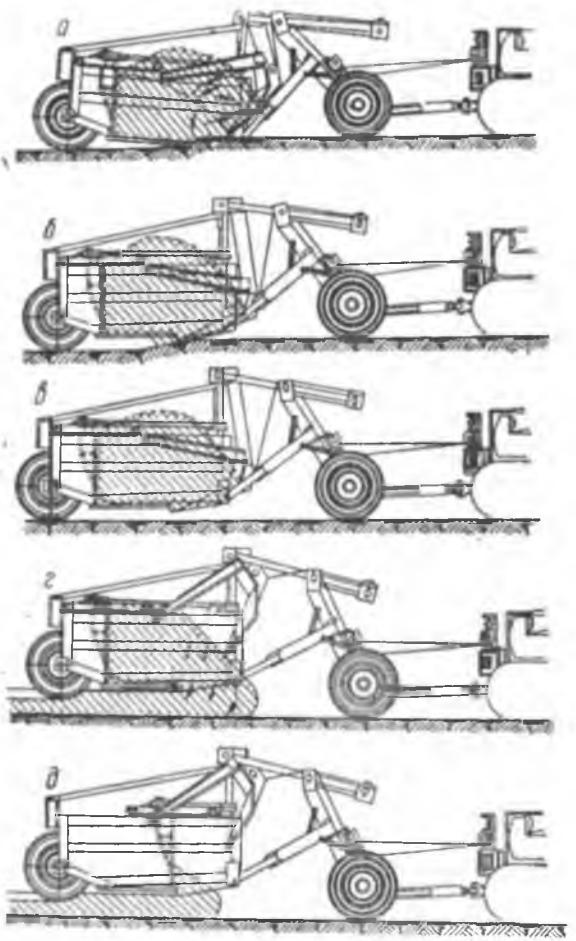


Рис. 371. Схема работы колесного скрепера Д-147:

а — загрузка ковша; *б* — окончание загрузки; *в* — транспортное положение скрепера; *г* — разгрузка скрепера; *д* — окончание разгрузки скрепера

роду, снимает стружку толщиной 0,15—0,30 *м*, заполняющую ковш (см. рис. 371, *а*). После заполнения ковша скрепер переводят в транспортное положение, при котором ковш поднимается, а передняя заслонка опускается и закрывает спереди заполнен-

ный ковш (см. рис. 371, *в*). В пункте разгрузки ковш скрепера опускается, передняя заслонка поднимается и приводится в действие задняя стенка ковша, которая, вдвигаясь внутрь последнего, выталкивает породу и разгружает ковш.

После разгрузки ковша задняя стенка его возвращается в исходное положение, закрывается передняя заслонка, ковш поднимается в транспортное положение, и скрепер возвращается к месту экскавации породы.

Продолжительность рабочего цикла колесного скрепера зависит от длины путей экскавации и выгрузки породы; от расстояния забоя до пункта разгрузки; от скоростей, при которых происходит экскавация, выгрузка породы и движение скрепера на отвал и обратно; от использования скрепера во времени.

Производительность $Q_{см}$ колесного скрепера в смену может быть определена из выражения

$$Q_{см} = E\frac{k_1}{k_2}N,\ м^3/смену, \qquad (137)$$

где E — емкость скреперного ковша, $м^3$;

k_1 и k_2 — соответственно коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы;

N — число рейсов скрепера в смену, равное

$$N = \frac{Tc}{t_р}, \qquad (138)$$

где T — число рабочих часов в смену;

c — коэффициент использования скрепера во времени;

$t_р$ — продолжительность одного рейса.

$$t_р = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \qquad (139)$$

где t_1 и t_3 — соответственно время загрузки и разгрузки скрепера;

t_2 и t_4 — время движения скрепера на отвал и возвращения в забой:

$$t_2 = \frac{L}{v_р} \text{ и } t_4 = \frac{L}{v_х}, \text{ час.}, \qquad (140)$$

где L — расстояние от места экскавации породы до пункта разгрузки, *км*;

$v_р$ и $v_х$ — соответственно скорости рабочего и холостого хода скрепера, *км/ч*.

В более плотных породах работе колесного скрепера предшествует их рыхление при помощи специальных рыхлителей.

Тракторные струги (бульдозеры, рис. 372) применяют для зачистки кровли вскрытого полезного ископаемого, планировки

дорог, срезки растительного покрова и других вспомогательных работ.

Рабочим органом тракторных стругов является плужный лемех, который монтируется непосредственно на тракторе.

§ 150. ТРАНСПОРТ ПРИ ОТКРЫТЫХ РАБОТАХ

В задачу транспорта на открытых работах входит перемещение пустых пород и полезного ископаемого от забоев до пунк-



Рис. 372. Тракторный струг (бульдозер)

тов их разгрузки. Забои и разгрузочные участки отвалов породы в процессе работ постоянно меняют в границах карьера и отвалов свое положение в пространстве.

Количество грузов в тоннах или в кубических метрах, перемещаемых в единицу времени, называется грузооборотом карьера. Грузооборот слагается из перевозок пустых пород, составляющих основную часть его, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов. По направлению перевозок грузооборот может осуществляться по одним путям или по разным. В первом случае грузопоток называется *сосредоточенным*, во втором — *рассредоточенным*. Обычно грузопотоки разделяются по назначению. При этом породный и угольный (рудный) грузопотоки выделяются в самостоятельные направления, причем для каждого из них может применяться различный вид транспорта.

В современных карьерах основными видами транспорта являются *железнодорожный, конвейерный* и *автомобильный*. Для перемещения на сравнительно короткие расстояния больших количеств пород вскрыши иногда применяют *транспортно-*

отвальные мосты (см. рис. 391), несущим органом которых является подвижной металлический мост, а рабочим — ленточный конвейер, и консольные отвалообразователи (рис. 373).



Рис. 373. Консольный отвалообразователь.

При транспортной схеме работ пустая порода преимущественно транспортируется железнодорожными поездными составами в вагонах большой емкости при помощи паровозов или электровозов.

Ширина колеи железнодорожных путей в карьерах обычно бывает стандартной, принятой для железных дорог СССР. В отдельных случаях применяется узкая колея шириной 750 *мм*.

Карьерные железнодорожные пути делят на постоянные и передвижные. Постоянные пути сохраняют свое первоначальное положение в течение длительного периода времени. Передвижные — укладывают на рабочих площадках уступов и на отвалах и переносят вслед за подвиганием вскрышных, добычных и отвальных работ.

Железнодорожные пути в продольном профиле имеют уклоны (подъемы) и горизонтальные участки — площадки. Величина уклона выражается в тысячных долях, т. е. величиной подъема в метрах на протяжении одного километра, и обозначается ‰.

Наибольший подъем (уклон) в грузовом направлении называют *руководящим подъемом* (*уклоном*).

Руководящий подъем капитальных траншей при железнодорожном транспорте не должен превышать при паровой тяге 25‰, а при электрической — 40‰. Снижение уклонов благоприятствует условиям транспорта, но приводит к увеличению длины капитальных траншей, а отсюда и к увеличению объема земляных работ в период их проходки. Радиусы кривых также

ограничиваются определенными размерами, зависящими от рода тяги и ширины колеи.

Для организации всех транспортных операций с поездами, выходящими из карьера и направляющимися в карьер, на поверхности устраивают железнодорожные станции. На крупных предприятиях таких станций бывает две: угольная (рудная) и породная; при небольшом объеме работ устраивают одну стан-

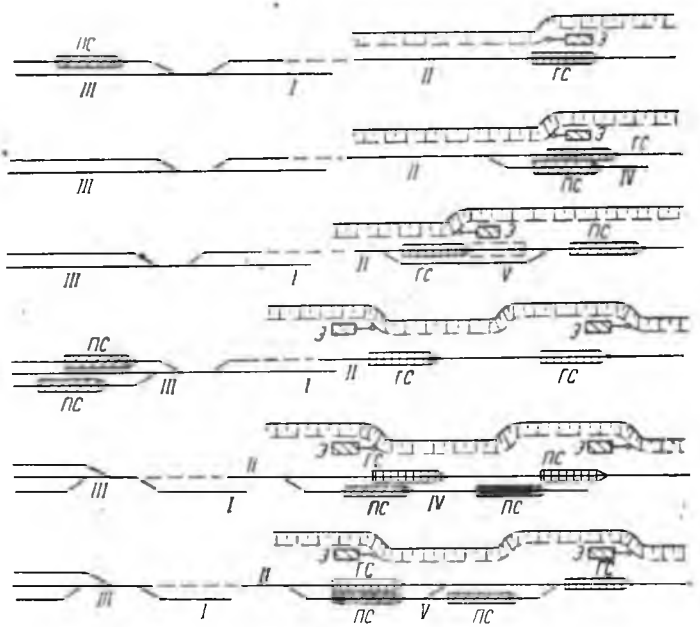


Рис. 374. Схема развития забойных железнодорожных путей:

Э — экскаватор; *ГС* — грузящийся состав; *ПС* — порожняковый состав; *I* — основной карьерный путь; *II* — погрузочный тупик; *III* — главные пути; *IV* — отстойный тупик в забое; *V* — обгонный путь в забое

цию, объединяющую все транспортные операции с поездами, груженными полезным ископаемым и породой. На рабочих площадках уступов устраивают развитие железнодорожных путей для обмена груженых составов на порожние (рис. 374).

Погрузочные тупики у экскаваторов должны укладываться на горизонтальных площадках; в отдельных случаях допускается укладка этих путей на уклоне до 10‰. Станции, разъезды и погрузочно-разгрузочные пункты должны располагаться на горизонтальных площадках.

При одноковшовых экскаваторах на гусеничном или шагающем ходу путевое хозяйство на уступах состоит только из откаточных путей. При многочерпаковых экскаваторах на рельсовом

ходу путевое хозяйство состоит не только из откаточных, но и из экскаваторных путей.

Мягкие породы, при которых применяют многочерпаковые экскаваторы, допускают нагрузку на рабочих площадках порядка 1—1,5 *кг/см*^{2}. Поэтому вследствие их большого веса на рабочих площадках приходится устраивать многорельсовые путевые системы: при однопортальных экскаваторах — из четырех-пяти рельсов, из которых два откаточных, а при двухпортальных — из семи-восьми рельсов, из которых четыре откаточных.

Основным требованием, предъявляемым к вагонам, применяемым на открытых работах, является возможность их автоматической разгрузки без специальных опрокидывающих устройств и эстакад.

Наибольшее распространение на открытых работах получили опрокидные вагоны-д у м п к а р ы, разгружающиеся при помощи пневматического устройства. При этом возможна централизованная разгрузка всего состава в целом или раздельно каждого вагона.

При централизованном опрокидывании всего состава открывают специальный кран на локомотиве, где имеется компрессор, от которого сжатый воздух поступает по воздухопроводам в специальные цилиндры каждого думпкара. Для раздельного опрокидывания думпкаров открывают соответствующий кран на их цилиндре сжатого воздуха.

В СССР вагоны узкой колеи для открытых работ выпускают емкостью 2,5; 3,0; 5,0 и 6,0 *м*^{3}, а четырехосные вагоны-думпкары — 22,6 и 32,3 *м*^{3}, что соответствует грузоподъемности 50 и 60 *т*. Намечены к выпуску шестиосные думпкары грузоподъемностью 90 *т*.

Для перевозки угля и руды применяют специальные вагоны, получившие название х о п п е р о в и г о н д о л или п о л у в а г о н о в.

Основной задачей карьерного железнодорожного транспорта, в целях максимального использования экскаваторов во времени, является обеспечение их поездными составами по графику.

Производительность карьерного транспорта определяется числом пропущенных поездов или весом перевезенного груза, отнесенным к единице времени. Первую величину обычно называют пропускной, а вторую — провозной способностью транспорта. *Пропускная и провозная способности транспорта* определяются техническим состоянием путей, родом тяги и типом локомотивов, типом и грузоподъемностью вагонов, грузовой нормой поездов, скоростью и организацией движения. Пропускную и провозную способности устанавливают по наиболее трудному перегону железнодорожной линии, который называют ограничивающим. Под последним понимают перегон, соответствующий

наибольшему времени занятия его одной парой поездов при однопутевом движении или наибольшему времени занятия его одним поездом при двухпутевом движении.

Пропускная способность карьерных железнодорожных путей определяется числом пар поездов, которое может быть пропущено по ограничивающему перегону в обоих направлениях в течение смены или суток. При однопутёвых перегонах расчетная сменная пропускная способность железнодорожной линии может быть определена из выражения

$$N_{\text{см. наиб}} = \frac{60T}{t_1 + t_2 + 2\tau} \text{ пар поездов,} \qquad (141)$$

где T — продолжительность смены 7 час. (для суток принимается 21 час);

$t_1 = \frac{60L}{v_1}$ — время движения груженого поезда по перегону при длине перегона L (*км*) и средней скорости v_1 (*км/ч*), мин.;

$t_2 = \frac{60L}{v_2}$ — то же, для порожнякового поезда;

τ — время, расходуемое на связь между пунктами регулирования движения: при телефонной связи 3—4 мин.; при полуавтоматической блокировке 2—3 мин. и при автоматической блокировке 1—2 мин.

При двухпутевых перегонах пропускная способность определится из формулы

$$N_{\text{см. наиб}} = \frac{60T}{t + \tau} \text{ поездов одного направления.} \qquad (142)$$

Обозначение букв то же. Время на связь при двухпутевом движении меньше: при телефонной связи $\tau = 3$—4 мин., при полуавтоматической блокировке 1—2 мин. и при автоматической блокировке — ноль.

Степень использования пропускной способности карьерных путей, характеризующая общую организацию и напряженность работ, может быть установлена из выражения

$$K = \frac{N_{\text{факт}}}{N_{\text{наиб}}}, \qquad (143)$$

где $N_{\text{факт}}$ — фактическое число пар поездов;

$N_{\text{наиб}}$ — наибольшее число пар поездов, определенное по графику.

Провозная способность M может быть определена из выражения

$$M = \frac{N}{k} nq, \ т, \qquad (141)$$

где N — число груженых составов;
n — число вагонов в составе;
q — грузоподъемность вагонов;
$k = 1{,}20 — 1{,}25$ — коэффициент, учитывающий неравномерность отхода поездов от забоев и отвалов.

Как указывалось выше, вслед за поперечным подвиганием фронта экскаваторных работ и отвалов приходится перемещать рельсовые пути. Эти работы являются весьма трудоемкими. Поэтому большое значение приобретает их механизация. В настоящее время для этой цели применяют три типа машин: железнодорожные краны, путепередвигатели прерывного действия и путепередвигатели непрерывного действия.

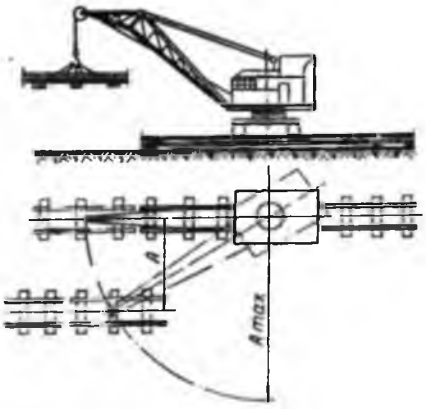


Рис. 375. Путевой кран на железнодорожном ходу

Железнодорожные краны (рис. 375) выпускают грузоподъемностью 5; 7; 25 и 45 *т* и с вылетом стрелы 4,6; 6 и 14 *м*.

При укладке железнодорожного пути краном путь рассоединяют на отдельные звенья в каждом стыке. Затем каждое звено поднимают вместе со шпалами и переносят краном на новое место укладки. Так как кран во время работы передвигается по перемещаемому им пути, то наибольшее расстояние его перемещения соответствует вылету стрелы крана. Вес отдельно перемещаемого звена железнодорожного пути (рельсы, шпалы и скрепления) длиной 12,5 *м* при колее 1524 *мм* составляет около 4,5 *т*. Указанные железнодорожные краны применяют при передвижке путей как на уступах, так и на отвалах.

Путепередвигатели прерывного действия представляют собой двухосную платформу, на которой смонтированы подъемно-реечный механизм, двигатель внутреннего сгорания ГАЗ-ММ мощностью 50 *л. с.* и рычаги управления. Подъемно-реечный механизм (рис. 376) состоит из зубчатой рейки, на нижнем конце которой находится шарнирно соединенный с ней опорный башмак, служащий опорой для перемещения пути. Зубчатая рейка находится в сцеплении с подъемной шестерней. К плат-

форме подвешены зажимы, захватывающие рельсы при перемещении пути.

При передвижке путей путепередвигатель устанавливают в начальном пункте передвигаемого участка пути, рельсы захватывают зажимами, зубчатую рейку опускают вниз и ее башмак устанавливают между шпалами (см. рис. 376, *а*). Затем перемещают подъемную шестерню вверх по зубчатой рейке. При этом, вследствие упора башмака рейки в грунт, машина поднимается вверх и поднимает захваченные зажимами рельсы со шпалами (см. рис. 376, *б*).

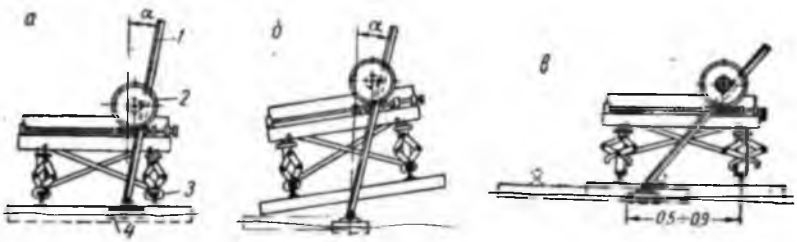


Рис. 376. Схема работы путепередвигателя прерывного действия:

1 — зубчатая рейка; *2* — подъемная шестерня; *3* — зажимы для закрепления на рельсах; *4* — упорный башмак; *а* — исходное положение; *б* — подъем пути; *в* — конечное положение

При подъеме на определенную высоту центр тяжести всей системы перемещается за точку опоры, и машина плавно опускается. В результате на некотором участке путь оказывается передвинутым в поперечном к его оси направлении.

Выпускаемые отечественными заводами путепередвигатели ПУ-25 и ПУ-26 при шаге передвижки 0,8 *м* обеспечивают передвижку пути за смену соответственно 800 и 1200 *м*.

Путепередвигатели непрерывного действия применяют для перемещения забойных и отвальных путей при работе многочерпаковых экскаваторов.

Путепередвигатели этого типа снабжены роликами, которые, перемещаясь по шейке рельса, захватывают последние под головку и несколько зажимают. Эти условия работы требуют применения рельсовых скреплений специальной конструкции. В зависимости от конструкции путепередвигателей, определяющейся строением пути, одновременно зажимают один, два или четыре рельса. Зажатый рельс, а вместе с ним и весь путь, лежащий на общих с поднимаемым рельсом шпалах, вследствие поднятия зажимных роликов поднимается на 20—40 *см*. Перемещение рельсов в горизонтальном направлении осуществляется путем изгиба их на участке 5—20 *м*, что достигается поворотом зажимных роликов при помощи мощного рычага, на котором они закреплены.

Время t, необходимое на передвижку пути длиной L на ширину B, может быть определено из выражения

$$t = \frac{60LB}{av} + t_1, \text{ мин.}, \qquad (145)$$

где a — шаг передвижки, составляющий от 10—20 до 30 — 45 *см*;
v — скорость рабочего хода путепередвигателя по передвигаемым путям, равная 5—15 *км/ч*;
t_1 — время на подготовительные операции, мин.

При небольших расстояниях перевозок в карьерах можно применять автомобильный транспорт при грузоподъемности автомашин 10—12 *т* — на расстояние 2—3 *км* и при грузоподъемности 15—25 *т* — на расстояние 3—5 *км*. Чаще он служит для перевозки полезного ископаемого и реже для вскрышных пород.

При автомобильном транспорте обычно применяют *автомобили-автосамосвалы*, разгружающиеся чаще всего назад во время опрокидывания кузова под углом 60° при помощи гидравлического механизма.

В настоящее время для карьерного транспорта наиболее часто применяют автосамосвалы АЯЗ-210Е и МАЗ-525 грузоподъемностью соответственно 10 и 25 *т*.

Кроме автосамосвалов, могут применяться также *автотягачи* для перевозки *полуприцепов* и *прицепов* и *гусеничные тракторные тягачи*, предназначенные для перевозки поездов, состоящих из двух или нескольких прицепов.

Грузоподъемность прицепных вагонов при автотягачах составляет от 10—20 до 80—100 *т*; прицепы к гусеничным тракторам имеют грузоподъемность 10—40 *т*. И те и другие обычно разгружаются через дно.

При применении автосамосвалов и автотягачей необходимы хорошие дороги, которые обеспечивают лучшее использование подвижного состава и снижают его износ.

Гусеничные тракторные тягачи не требуют благоустроенных дорог, но скорость их передвижения значительно ниже: от 3 до 30 *км/ч*, у автотягачей от 6—10 до 30—40 *км/ч* и у автосамосвалов от 8—10 до 35—45 *км/ч*.

Автотранспорт может получить широкое применение для транспортирования полезного ископаемого при бестранспортной системе разработки.

Полное время T оборота автомашины

$$T = t_п + \left(\frac{60}{v_1} + \frac{60}{v_2}\right)\frac{L}{2} + t_р, \text{ мин.}, \qquad (146)$$

где $t_п$ — время погрузки одной автомашины экскаватором, мин.;
v_1 и v_2 — соответственно скорость движения автомашины с грузом и порожняком, *км/ч*;

L — суммарное расстояние возки в оба конца, *км*;
$t_р$ — время разгрузки автомашины, мин.

Необходимое для обслуживания экскаватора число автомашин может быть определено по формуле

$$N = \frac{\left(\frac{60}{v_1} + \frac{60}{v_2}\right)\frac{L}{2} + t_р}{t_п} + 1. \qquad (147)$$

Обозначения букв прежние.

Провозную способность M автодорог при поточном движении можно определить из выражения

$$M = \frac{1000vTq}{kl}, \; m, \qquad (148)$$

где v — расчетная скорость движения на наиболее трудном участке пути, равная 15—30 *км/ч*;
T — время, в течение которого производится транспортировка;
l — наименьшее безопасное расстояние между машинами, допустимое для данного профиля пути; для расчетов принимается 100—250 *м*;
k = 1,10 — 1,20 — коэффициент резерва;
q — грузоподъемность автосамосвала, *т*.

Ленточные конвейеры в карьерах используют главным образом для выдачи добытого угля из забоев до погрузочных бунке-

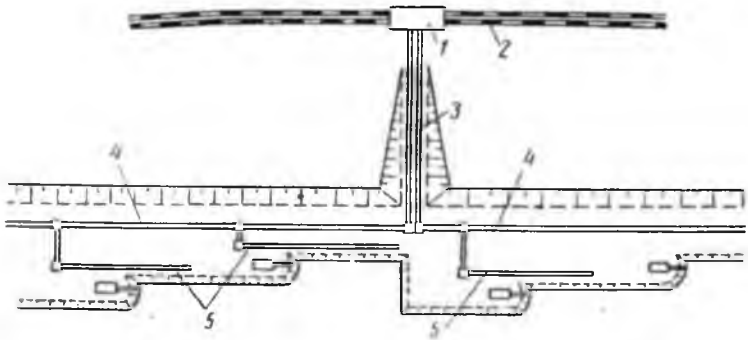


Рис. 377. Схема расположения ленточных конвейеров в карьере:
1 — бункер; *2* — погрузочные пути; *3* — подъемный конвейер; *4* — сборочный конвейер; *5* — забойные конвейеры

ров, расположенных на земной поверхности. В соответствии с местом установки и назначением конвейерные установки могут быть разделены на забойные, сборочные и подъемные (рис. 377).

Забойные конвейеры загружаются экскаваторами через передвижные люки-дозаторы. При нормальном расстоянии между роликовыми опорами 0,8—1 *м* между допустимыми размерами кусков транспортируемого материала a и шириной ленты B (*мм*) установлена зависимость

$$a_л \leqslant 0{,}5B - 100 \text{ мм}. \quad (149)$$

Расчет производительности ленточного конвейера см. главу «Подземный транспорт».

Достоинством конвейерного транспорта в карьерах является возможность применения подъемов (обычно до 18°), значительно превосходящих подъемы, допускаемые при колесном транспорте.

§ 151. ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАБОТАХ

Гидромеханизация является видом механизации горных работ, при котором разработка породы, ее транспортировка и укладка в отвал производятся путем использования энергии движущейся воды.

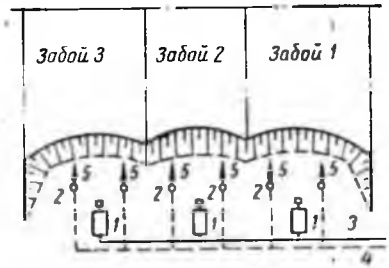


Рис. 378. Схема разработки уступа гидромониторами:

1 — землесосная установка; *2* — зумпф; *3* — пульповод; *4* — водопровод; *5* — гидромонитор

Гидравлический способ производства работ известен в России с 30-х годов прошлого столетия, когда он уже применялся для разработки золотоносных россыпей на Урале, тогда как в зарубежных странах он впервые был применен только в 1852 г.

Разрушение породы при гидромеханизации осуществляется за счет энергии удара струи воды, вылетающей из насадки гидромонитора с большой скоростью. Разрушение породы может осуществляться непосредственно в массиве или после предварительного рыхления при помощи экскаваторов, тракторных струг ов, специальных рыхлителей, а также буровзрывных работ.

Вода, поступающая из трубопровода в гидромонитор, направляется под давлением на забой и разрушает породу, превращая ее в пульпу, которая транспортируется в отвал или на обогатительную установку.

Транспортировка пульпы при соответствующем рельефе местности осуществляется *безнапорным* способом по лоткам или канавам.

Может применяться также *напорный гидротранспорт*: пульпа транспортируется по трубопроводам, в которые она подается при помощи землесосов или гидроэлеваторов.

Условиями, благоприятствующими применению гидромеханизации, являются наличие:

1) пород, которые при воздействии на них струи воды соответствующего напора распадаются на отдельные мелкие куски и образуют пульпу, пригодную для транспортировки по канавам, лоткам и трубам;

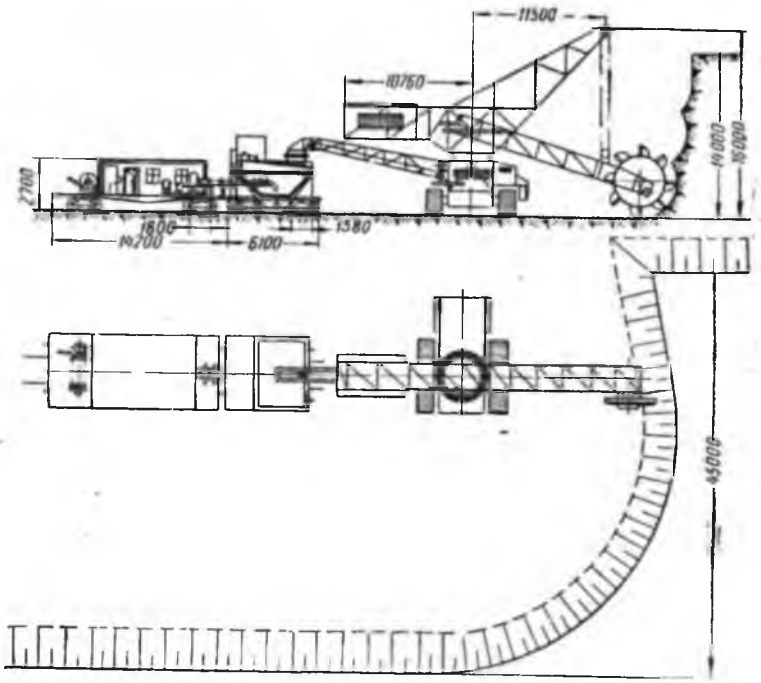


Рис. 379. Схема работы роторного экскаватора с гидротранспортировкой породы

2) постоянных источников воды — рек, озер или специальных прудов — отстойников;

3) электроэнергии;

4) значительных свободных участков для размещения отвалов.

Рабочим оборудованием при гидромеханизации, служащим для отбойки и смыва породы, является гидромонитор.

При гидромониторной разработке размыв породы производится струей воды, выбрасываемой с большой скоростью через насадку гидромонитора. Разрушающее действие струи тем сильнее, чем ближе к забою установлен гидромонитор. В целях обеспечения безопасности работ гидромонитор должен устанавли-

ваться от забоя не ближе чем на расстоянии, равном высоте уступа.

Напор воды в гидромониторе и ее количество, необходимое для размыва породы, зависят от физико-механических свойств пород.

На рис. 378 показано размещение оборудования в забое при гидромониторном размыве и напорном гидротранспорте с применением передвижных землесосных установок. Уступ разрабатывают отдельными заходками, в каждой из которых устанавливают одну передвижную землесосную установку и два монитора

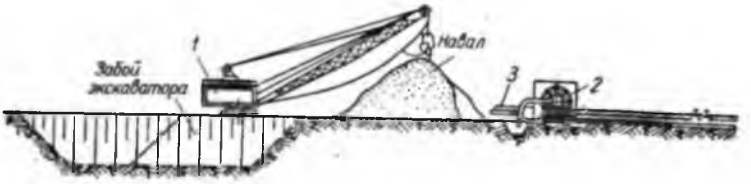


Рис. 380. Схема работы драглайна с гидротранспортированием породы:

1 — экскаватор; *2* — землесосная установка; *3* — гидромонитор

(один резервный). По мере подвигания забоя вслед за ним передвигают гидромониторы и землесосную установку.

Гидротранспорт может применяться также при экскавации породы при помощи экскаваторов. На рис. 379 представлена схема работы роторного экскаватора в сочетании с передвижной землесосной установкой. По такой же схеме могут работать и одноковшовые экскаваторы с рабочим оборудованием механической лопаты. На рис. 380 представлена схема гидротранспортирования породы, перемещенной в отвал драглайном. Гидротранспорт может быть применен также при экскавации породы колесными скреперами и тракторными стругами.

§ 152. ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Работы, связанные с размещением пустых пород на отведенных для этого площадках, называют отвальными. Образующаяся при этом насыпь называется породным отвалом. Отвальное хозяйство должно отвечать следующим условиям:

1) иметь необходимую приемную способность (соответствовать производительности вскрышных работ);

2) размещаться на площадях, на которых отсутствуют залежи полезных ископаемых, в наиболее удобном месте, по возможности ближе к разрабатываемому карьерному полю;

3) обеспечивать высокую производительность труда рабочих на отвалах;

4) обеспечивать безопасность работы людей, находящихся на отвалах, и сохранность оборудования.

Как отмечалось выше, отвалы пустых пород могут размещаться в выработанном пространстве по мере развития вскрышных и добычных работ или в специально отведенных для этой цели местах вне карьера.

При внутренних отвалах и применении железнодорожного транспорта горизонты рабочих площадок отвальных уступов устанавливают соответственно горизонтам рабочих площадок

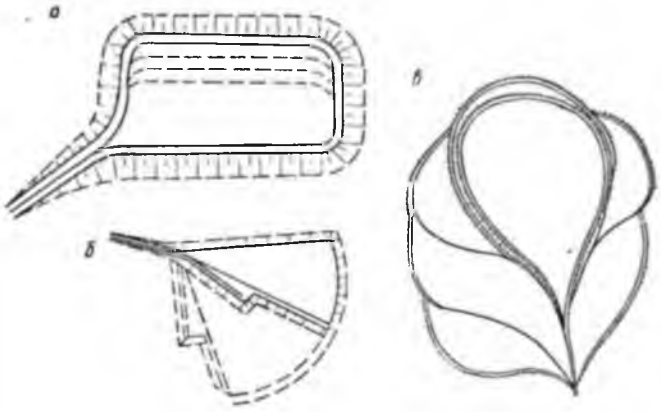


Рис. 381. Схема развития отвалов:
а — параллельное развитие; *б* — веерное; *в* — кольцевое

вскрышных уступов с целью обеспечения нормального профиля железнодорожных путей.

При внешних отвалах стремятся использовать рельеф местности, овраги, впадины и т. п. На равнинных площадках отвалы создают за счет постепенного подъема железнодорожных путей посредством устройства первоначальных насыпей соответствующей высоты.

Как внешние, так и внутренние отвалы бывают одноуступными и многоуступными и могут развиваться с параллельным, веерным и кольцевым перемещениями фронта отвальных работ (рис. 381). Параллельное и веерное развитие отвалов обычно применяют при внутренних отвалах, а кольцевое при внешних.

В простейших случаях отсыпку внутренних отвалов могут осуществлять вскрышные экскаваторы как одноковшовые, при соответствующих размерах рабочего оборудования, так и многочерпаковые. Последние для этой цели оборудуют ленточными конвейерами, смонтированными на металлической консольной ферме.

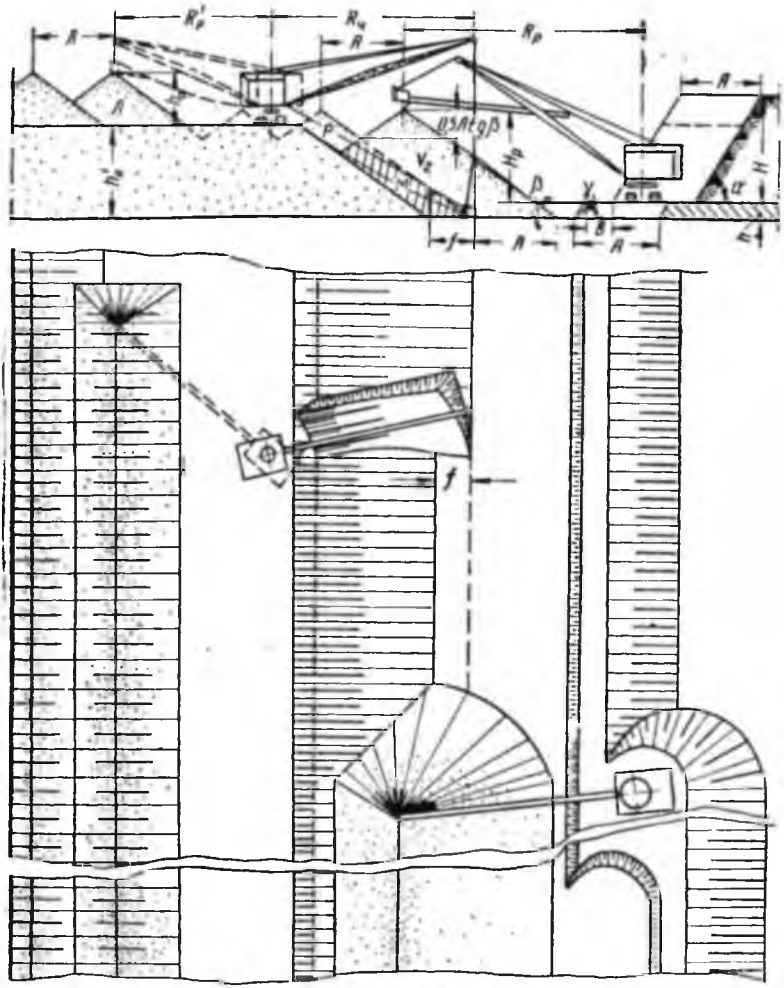


Рис. 382. Бестранспортная система разработки с кратной экскаваторной перевалкой породы (с переэкскавацией)

Для вторичной экскавации с перемещением породы в глубь выработанного пространства, т. е. для переэкскавации породы, ранее отсыпанной вскрышным экскаватором, возможно применение драглайна, устанавливаемого на отвале (рис. 382).

По типу применяемого оборудования отвалы могут быть разделены на струговые, плужные, экскаваторные, мостовые и смывные.

Тракторными стругами отвалы оборудуют при транспортировке пород вскрыши в автосамосвалах. В этом случае порода, сваленная автосамосвалом на бровку отвала, сталкивается под откос стругами.

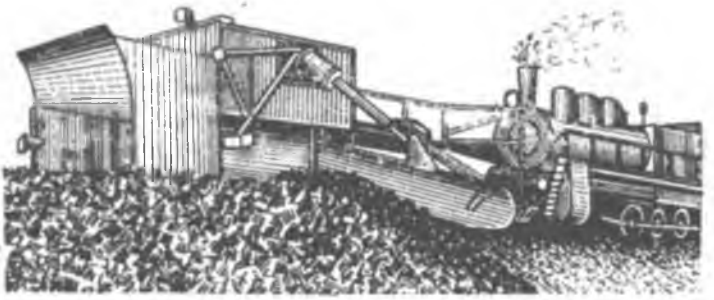


Рис. 383. Отвальный плуг МОП-1

На плужные отвалы породу от вскрышных экскаваторов доставляют поездами по железнодорожным путям и разгружают на откос уступа опрокидыванием кузовов думпкаров; при этом часть породы ссыпается под откос самотеком, а остальная сбрасывается при помощи лемеха отвального плуга (рис. 383). Во время работы плуг движется при помощи паровоза или электровоза.

Плуг работает после разгрузки нескольких поездов, а путепередвигатель — после нескольких проходов плуга.

При экскаваторных отвалах, имеющих наибольшее распространение, применяют одноковшовые и многочерпаковые экскаваторы.

Из одноковшовых экскаваторов наибольшее распространение получили механические лопаты. В этом случае породный отвал разделяют по высоте на два подступа. Экскаватор устанавливают на верхней площадке нижнего подуступа, который имеет большую высоту по сравнению с верхним. Расстояние рабочей площадки экскаватора от транспортной площадки, на которой происходит разгрузка вагонов, обычно равно 2—3 *м*.

Породные составы подают к экскаватору по разгрузочному пути и разгружают по 1—2 думпкара на рабочую площадку



Рис. 384. Отвальный многочерпаковый экскаватор

к экскаватору. Экскаватор производит переэкскавацию породы по трем направлениям: вперед по ходу, под откос отвала и позади себя по ширине отвальной полосы.

На отвалах применяют многочерпаковые экскаваторы специальной конструкции, получившие название отвальных экскаваторов. Производительность их при мягких породах от 400 до 2300 $м^3$ породы в час.

Во время работы отвальный экскаватор (рис. 384), продвигаясь по отвальному тупику, забирает черпаками сваленную из думпкаров породу и при помощи ленточного конвейера перемещает ее под откос отвала.

Отвальные тупики, оборудованные отвальными экскаваторами, имеют преимущество перед плужными отвалами, так как оборудование первых располагается на большем расстоянии от бровки отвала, что делает работу более безопасной и допускает большую высоту уступов.

Внутренние отвалы могут быть образованы при помощи транспортно-отвальных мостов (см. рис. 391), применяемых главным образом при разработке буроугольных месторождений для перемещения мягких пород от многочерпаковых экскаваторов в отвалы по кратчайшему расстоянию — поперек разреза.

Транспортно-отвальные мосты представляют собой металлическую мостовую конструкцию, перекинутую поперек карьера. На мосту установлен ленточный конвейер: он имеет две опоры в виде двух многоосных тележек, движущихся по рельсовым путям, из которых одна располагается со стороны экскавации, а другая — с отвальной стороны. Для образования отвала мост имеет консоль.

Во время работы мост передвигается вдоль фронта работ соответственно рабочему ходу экскаваторов.

Теоретическая производительность транспортно-отвальных мостов достигает 2000—3000 $м^3/ч$ и более.

Для образования внутренних отвалов применяют также консольные отвалообразователи, представляющие собой платформу, на которой смонтирована консольная ферма, являющаяся несущей конструкцией для ленточного конвейера. Длина консоли достигает 50—70 *м*. Порода транспортируется ленточным конвейером отвалообразователя и сбрасывается с его свободного конца в выработанное пространство.

Консольные отвалообразователи изготовляют на колесном и гусеничном ходу.

Смывные отвалы применяют при сыпучих и мягких породах. В этом случае порода, выгруженная на отвале из думпкаров, смывается под откос струей воды.

Допустимая высота отвальных уступов (табл. 28) определяется физическими свойствами пород, степенью их осушения, местоположения отвалов, характером их развития, типом и размерами отвалообразователей.

Таблица 28

Высота отвальных уступов при различных отвалообразователях

Отвалообразователи	Породы	Вертикальная высота уступа при сухих породах, м
Отвальные плуги	Песчаные	20–25
	Супесчаные	12–15
	Глинистые	9–10
Отвальные многочерпаковые экскаваторы	Песчаные	40–60
	Супесчаные	30–45
	Глинистые	20–30
Одноковшовые экскаваторы	Песчаные	25–30
	Супесчаные	20–25
	Глинистые	15–20

Количество породы, которое может быть ссыпано в отвал, называют его приемной способностью. Для определения показателей последней примем следующие обозначения (рис. 385):

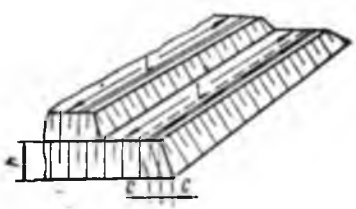


Рис. 385. Схема к расчету приемной способности отвала:
h — высота уступа; C — ширина полосы отвального уступа; L — длина фронта отвальных работ

L — длина отвального уступа (фронта отвальных работ);
h — высота отвального уступа;
C — ширина полосы отвального уступа, которая может быть насыпана между двумя передвижками рельсовых путей отвалообразователя;
v — приемная способность отвального уступа: между двумя передвижками рельсовых путей — v_L, то же, на 1 *м* длины уступа — v_1 и на длине поезда — $v_п$;
n — число породных поездов, которое может быть разгружено между двумя передвижками рельсовых путей: на всей длине уступа — n_L, на участке уступа, соответствующем длине l поезда, — n_l;
q — вместимость поезда: общая — $q_п$ и на 1 *м* его длины q_1.

При этих обозначениях общие показатели приемной способности могут быть представлены в следующем виде:

$$v_L = LCh \ м^3; \tag{150}$$

$$v_1 = Ch \ м^3; \tag{151}$$

$$v_п = lCh \ м^3; \tag{152}$$

$$n_l = \frac{v_п}{q_п} = \frac{lhC}{lq_1} = \frac{hC}{q_1}; \tag{153}$$

$$h_L = \frac{LCh}{q_п} = \frac{LhC}{lq_1}. \tag{154}$$

§ 153. ВСКРЫТИЕ

Выбору способа вскрытия предшествует установление пригодности данного месторождения к разработке его открытым способом. Экономическим критерием целесообразности применения открытых работ является стоимость полезного ископаемого.

Объем пустых пород, который необходимо удалить при открытой разработке, тем больше, чем глубже залегает полезное ископаемое.

Количество пустых пород в кубических метрах, которое необходимо переместить при добыче 1 *m* полезного ископаемого, называют *коэффициентом вскрыши.* Зависит он от мощности залежи и глубины ее залегания.

Зная полную стоимость *a* 1 *m* полезного ископаемого при подземной добыче, стоимость *b* добычи 1 *m* полезного ископаемого при открытых работах, полную стоимость 1 $м^3$ вскрыши *c*, объем *V* всей вскрыши и промышленные запасы *Q* полезного ископаемого, можно установить границу экономичности применения открытых и подземных работ, которая должна соответствовать равенству полной стоимости 1 *m* полезного ископаемого в том и другом случае, т. е.

$$a = b + c\frac{V}{Q}. \tag{155}$$

Отношение $\frac{V}{Q}$ показывает, какое количество пустой породы необходимо переместить для добычи 1 *m* полезного ископаемого, т. е. является коэффициентом вскрыши, который обозначим через *x*. Тогда выражение (155) примет вид

$$a = b + cx, \tag{156}$$

откуда

$$x = \frac{a-b}{c}. \tag{157}$$

Таким образом, экономической границей выгодности применения открытых работ является численное равенство предельного коэффициента вскрыши частному от деления разности между полной стоимостью полезного ископаемого при подземных работах и стоимостью только его выемки при открытых работах на стоимость вскрыши 1 $м^3$.

Для окончательного выбора способа работ приведенных расчетов недостаточно, так как стоимость добычи полезного ископаемого как при подземных, так и при открытых работах зависит от технических средств производства, конкретных естественных условий и организации работ. Стоимость 1 $м^3$ вскрыши также не является постоянной и зависит от тех же факторов, что и стоимость добычи.

Поэтому, решая вопрос о целесообразности применения открытых или подземных работ, кроме экономических показателей, следует анализировать и горнотехнические условия разработки.

Началу разработки месторождения полезного ископаемого открытым способом, как и при подземных работах, предшествует его вскрытие, т. е. обеспечение транспортной связи между породными и угольными горизонтами разработки с поверхностью земли.

Цель вскрытия — открыть доступ непосредственно к полезному ископаемому для организации вскрышных и добычных работ, обеспечивающих необходимую производительность карьера.

Вскрытие месторождения производят при помощи *капитальных траншей,* открывающих доступ к пласту полезного ископаемого и *разрезных траншей,* подготовляющих поле карьера к очистным работам. Капитальные траншеи имеют трапециевидную форму поперечного сечения и определенный продольный и поперечный профили. Если они предназначены для колесного транспорта, то имеют наклон 0,02—0,04 и носят название *наклонных траншей,* а если они предназначены для оборудования подъемниками (скипами или конвейерами), то имеют больший уклон и носят название *крутых траншей.*

Капитальные траншеи могут быть расположены за пределами контура карьера или внутри его. В первом случае траншеи называют внешними, а во втором внутренними. Внешние траншеи имеют объем значительно больший, чем внутренние, поэтому их применяют для вскрытия неглубоких карьерных полей, а внутренние траншеи — для вскрытия глубоких карьерных полей.

Внешнюю траншею проводят с поверхности вне карьера до его борта в конечном проектном положении последнего на уровне рабочей площади вскрываемого траншеей горизонта (рис. 386, *а*).

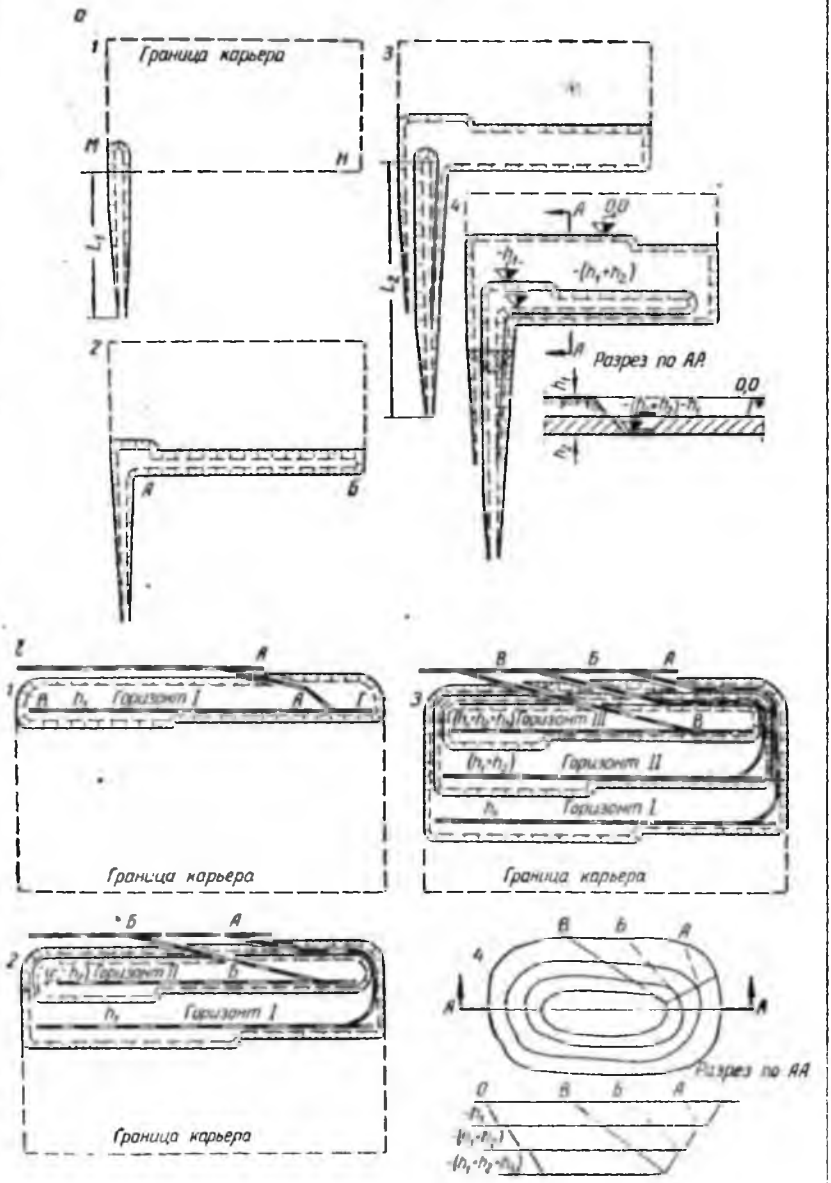


Рис. 386. Внешние и внутренние капитальные траншеи:

а — внешние; *б* — внутренние; *1*, *2*, *3* и *4* — этапы развития карьера

Внутреннюю траншею проводят по борту карьера в его конечном проектном положении, начиная с поверхности (или с предыдущего ранее вскрытого горизонта) до уровня рабочей площадки вскрываемого горизонта (рис. 386, *б*).

Отдельные горизонты или их группы можно вскрывать *независимыми траншеями или зависимыми.* При внешних траншеях независимость вскрытия обеспечивается проведением траншей в разные пункты контура карьера, например: при двух уступах — одной на уровень рабочей площадки по породе (вскрышная траншея) в точке P (см. рис. 356) и другой — по полезному ископаемому (добычная траншея) в точке P_1. В этом случае грузопотоки полезного ископаемого и породы рассредоточены.

Внешняя зависимая траншея показана на рис. 386, *а*. Вскрышную траншею L_1 и добычную L_2 проводят рядом и параллельно, а их смежные борта взаимно срезаются.

Внутренние независимые траншеи показаны на рис. 386, *б*. Зависимые внутренние траншеи проводят на каждый нижележащий уступ не непосредственно с поверхности, а с предыдущего, ранее вскрытого горизонта.

Капитальные траншеи, вскрывающие все уступы одной зависимой системой, называют *общими траншеями.*

Существует также ряд комбинированных схем расположения капитальных траншей.[1]

Относительно разрабатываемого участка капитальные вскрывающие траншеи чаще располагают на флангах.

Для развития очистных работ полезное ископаемое разрезают горизонтальными траншеями, которые обычно называют разрезными траншеями (*АБ*, рис. 386, *а*; *ВГ*, рис. 386, *б*).

Отработка отдельных рабочих горизонтов заключается в постепенном расширении траншей путем срабатывания отдельными полосами одного или обоих ее бортов.

Внутренние капитальные траншеи обычно располагают на нерабочем борту карьера. В некоторых же случаях они могут быть расположены и на рабочем борту карьера. Такие траншеи не являются стационарными и называются *скользящими съездами.* Их пути периодически перемещаются в соответствии с отработкой борта. Приведенными примерами не исчерпываются все схемы расположения капитальных траншей.

Исходя из положения, числа и назначения капитальных траншей, Е. Ф. Шешко дает классификацию способов вскрытия месторождений при открытых работах (табл. 29).

---

[1] Е. Ф. Шешко. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1957.

Таблица 29

Классификация способов вскрытия месторождений при открытых работах

Наименование способов	Сущность способов вскрытия
Вскрытие отдельными траншеями	Каждый уступ вскрывают независимой траншеей
Вскрытие групповыми траншеями	Объединенные группы уступов вскрывают зависимыми траншеями; разные группы уступов вскрыты независимо друг от друга
Вскрытие общими траншеями	Все уступы вскрывают одной общей системой траншей
Вскрытие парными траншеями	Способы первый, второй и третий с двумя траншеями для вскрытия каждого уступа, нескольких или всех уступов карьера

На выбор способа проведения траншей влияют:

1) размеры поперечного сечения траншей;

2) рельеф местности;

3) возможность расположения на бортах траншей отвалов пород, получающихся при проходке;

4) тип и рабочие параметры экскаваторов, применяемых для проведения траншей.

Способов проведения траншей существует много. Основные из них могут быть разделены на следующие три группы: *бестранспортные, транспортные и комбинированные.*

При бестранспортном способе (рис. 387) получающаяся при проведении траншеи порода размещается на ее бортах. При этом способе применяют экскаваторы с большими параметрами рабочего оборудования, причем могут быть использованы механическая лопата (рис. 387, *а*), драглайн (рис. 387, *б*) и комбинированная работа механической лопаты с драглайном (рис. 387, *в* и *г*).

Транспортную схему проведения траншей (рис. 388) обычно применяют при значительной их ширине и глубине. Выемку породы производят горизонтальными слоями. Исключение составляет последний слой, подошва которого имеет наклон, соответствующий профилю траншеи. При таком способе проведения траншей применяют верхнюю погрузку породы.

Проведение траншей возможно также при помощи многочерпаковых экскаваторов, а иногда — путем направленного массового взрыва породы или гидравлическим способом.

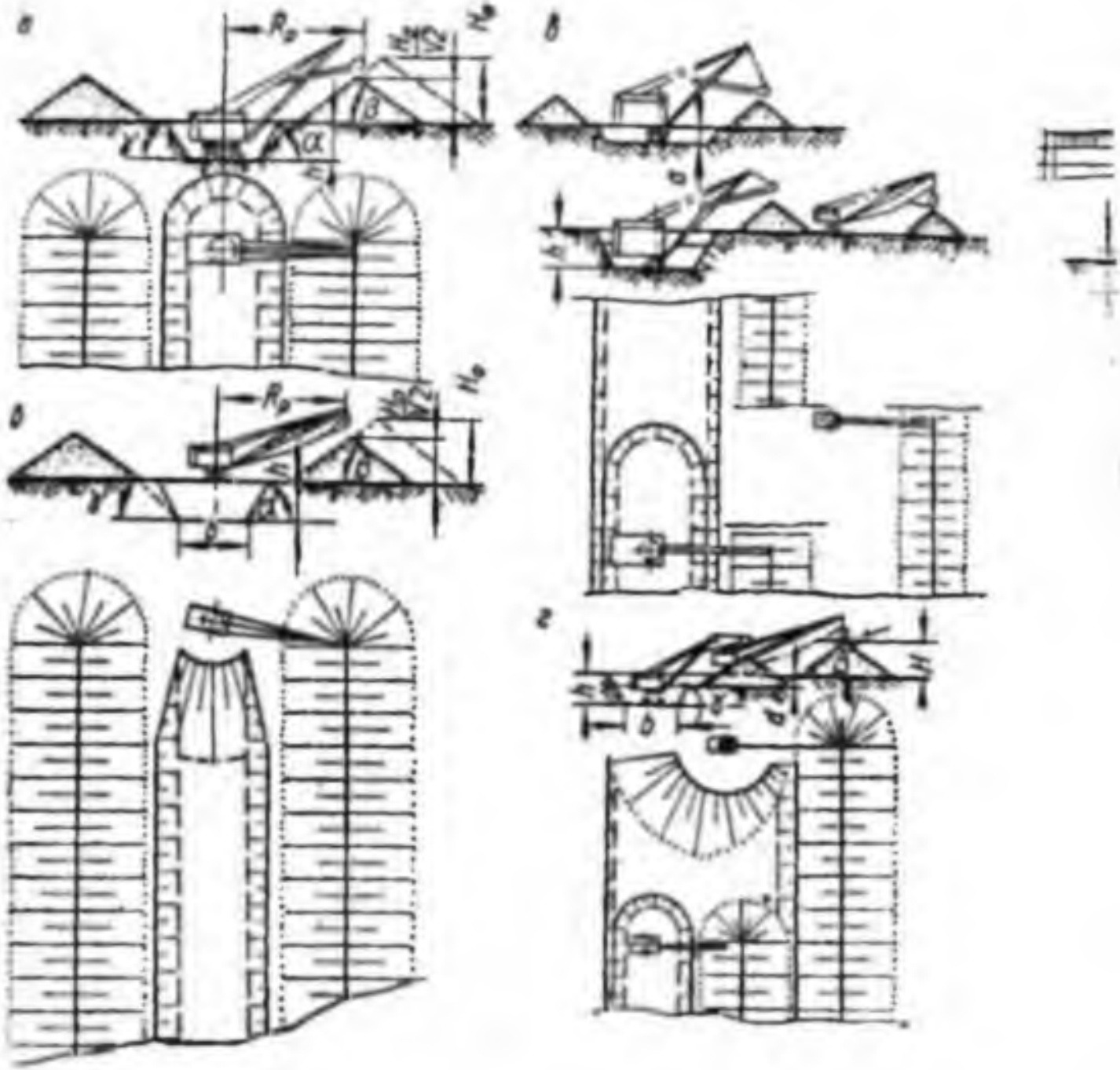


Рис. 387. Бестранспортная схема проведения траншеи:
а — механической лопатой; *б* — драглайном; *в* и *г* — механической лопатой в комбинации с драглайном

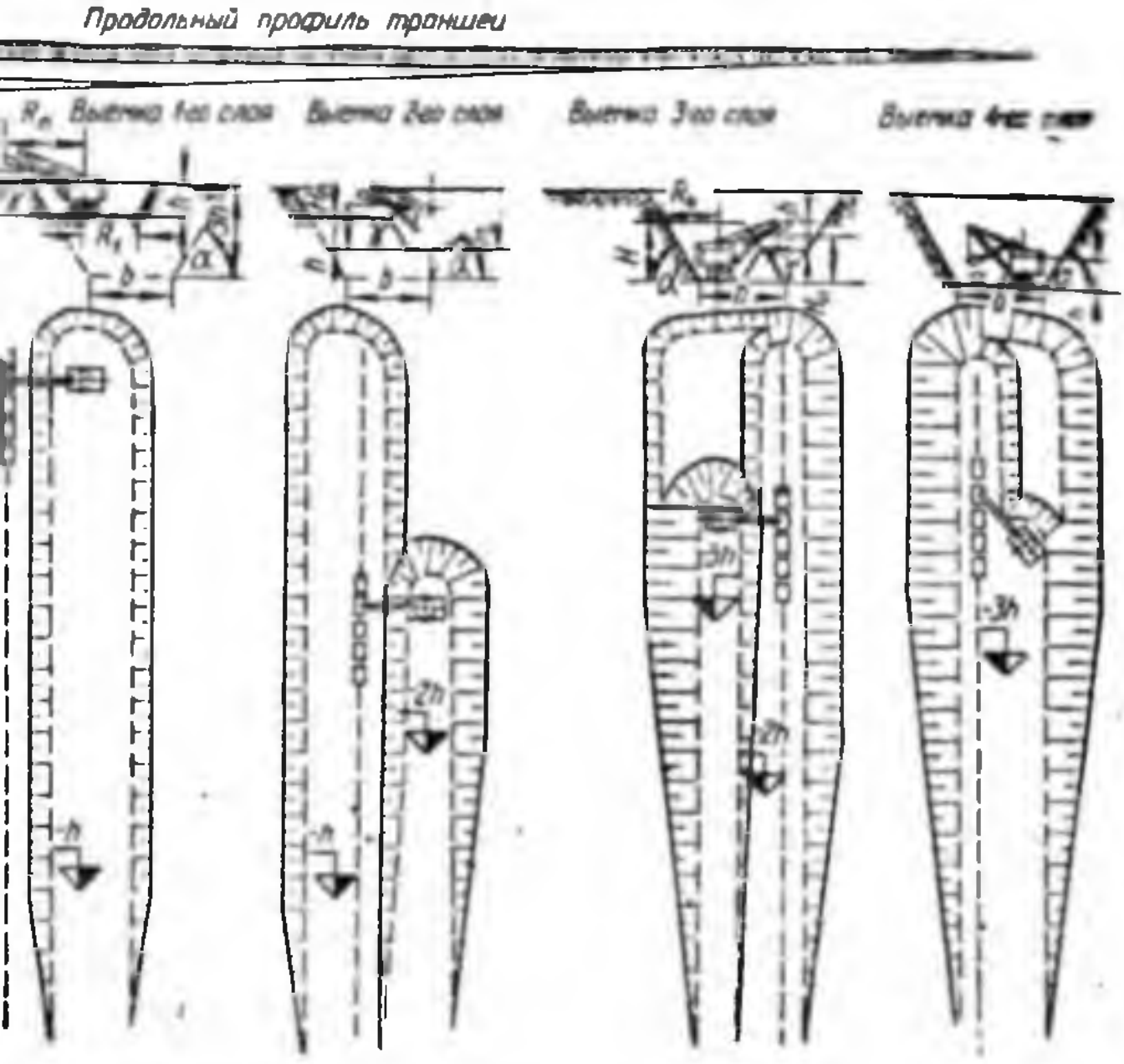


Рис. 388. Транспортная схема проведения траншеи

§ 154. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Эксплуатационные работы в карьере начинают с расширения разрезной траншеи путем почвоуступной разработки ее бортов *с параллельным* (см. рис. 386) или *веерным* (рис. 389) *перемещением фронта работ.*

По аналогии с подземными работами, системы открытой разработки могут быть определены как установленный для данных естественных условий порядок осуществления во времени и про-

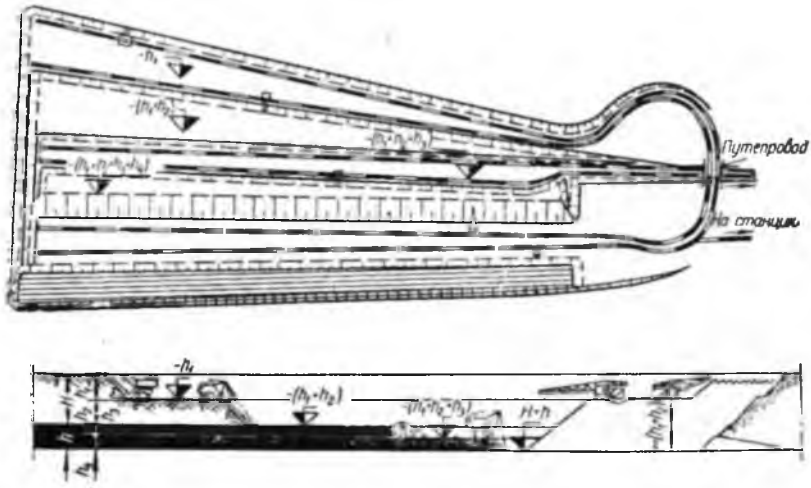


Рис. 389. Система разработки с транспортированием породы во внутренние отвалы

странстве определенного комплекса вскрышных и добычных работ. Этот порядок определяется изменением и развитием орудий производства вскрышных и добычных работ и принимаемой организацией их.

При открытых работах способы перемещения пустых пород определяют главнейшие параметры системы разработки: допустимую мощность вскрыши и число уступов, ширину рабочих площадок, потребность в транспортных бермах, число заходок, порядок перемещения и темп подвигания фронта, количество вскрытых и подготовленных запасов и др. Классификация систем открытой разработки, предложенная Н. В. Мельниковым, приведена в табл. 30.

Наиболее простыми и экономичными являются *бестранспортные системы,* но их параметры непосредственно зависят от рабочих размеров применяемого вскрышного и отвального оборудования.

Таблица 30

Классификация систем открытой разработки

Наименование системы разработки	Основная характеристика системы разработки	Условия применения системы	Характерное забойное и транспортное оборудование
Бестранспортная а) простая б) с переэкскавацией пород на отвалах	Вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами; возможно перелопачивание пород на отвалах	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности; покрывающие породы не выше средней крепости и ограниченной мощности. Наклонные или крутые пласты при мягких вмещающих породах и ограниченной глубине разреза, позволяющей производить двойное, тройное перелопачивание пород экскаваторами	Экскаваторы, механические лопаты и драглайны с удлиненными рабочими размерами; транспортное оборудование отсутствует
Транспортно-отвальная	Вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы при помощи передвижных транспортно-отвальных установок (транспортно-отвальных мостов или отвалообразователей)	Пласты горизонтальные или пологие, рыхлые и мягкие покрывающие породы	Многочерпаковые экскаваторы и механические лопаты; транспортно-отвальные мосты и передвижные отвалообразователи
Специальная	Вскрышные породы удаляются: башенными экскаваторами, колесмыми скреперами, гидромеханизационным способом или кабель-краном	Пласты горизонтальные или пологие, мягкие, рыхлые покрывающие породы. При применении кабель-кранов — крутые пласты в крепких породах	Кабельные экскаваторы, колесные скреперы; транспортное оборудование отсутствует; гидромониторы и землесосные установки; кабель-краны
Транспортная	Вскрышные породы средствами железнодорожного транспорта перемещаются на внутренние или внешние отвалы	При любой форме месторождений и при любой крепости пород	Экскаваторы любых типов; оборудование рельсового или автомобильного транспорта

Продолжение табл. 30

Наименование системы разработки	Основная характеристика системы разработки	Условия применения системы	Характер ое забойное и транспорт е оборудование
Комбинированная	Вскрышные породы верхних уступов средствами транспорта вывозятся на внешние или внутренние отвалы; породы нижних уступов перемещаются во внутренние отвалы экскаваторами или транспортно-отвальными установками; другие сочетания систем первой, второй, третьей, четвертой	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности, покрывающие породы мягкие, рыхлые или не выше средней крепости	Экскаваторы любых типов для верхних уступов и экскаваторы с удлиненными рабочими размерами для нижних уступов; оборудование рельсового или автомобильного транспорта, транспортно-отвальные установки

Транспортные системы сложнее и менее экономичны, но их основные параметры не зависят от рабочих размеров применяемого оборудования.

Варианты системы разработки, различающиеся типом применяемого оборудования и технологической его расстановкой, называют *схемами экскавации.*

Простейшей схемой бестранспортной системы разработки является непосредственное перемещение породы во внутренние отвалы при помощи вскрывающего экскаватора — механической лопаты (рис. 390, *а*) или драглайна (рис. 390, *б*).

При значительной мощности вскрываемых пород на внутренних отвалах ставят дополнительный экскаватор (отвальный), который работает на перевалке породы, отгруженной в отвал вскрышным экскаватором. Для этой цели используют драглайн. Такая схема работ получила название системы разработки с переэкскавацией или с кратной экскаваторной перевалкой вскрыши.

При транспортно-отвальной системе разработки породы на внутренние отвалы перемещают при помощи консольных отвалообразователей (рис. 391, *а*) и транспортно-отвальных мостов (рис. 391, *б*).

Транспортная группа открытых систем разработки также может иметь несколько разновидностей: транспортировка породы на внутренние отвалы, на внешние отвалы и частично на внутренние, частично на внешние отвалы.

Как указывалось выше, основным элементом открытых систем разработки является уступ.

Уступы характеризуются определенной высотой, крутизной откоса и шириной рабочих площадок на их подошве и кровле.

Высоту уступов устанавливают в зависимости от ряда факторов: от параметров применяемых экскаваторов, устойчивости пород, применения буровзрывных работ, а также от емкости внутренних отвалов при бестранспортной системе вскрышных работ.

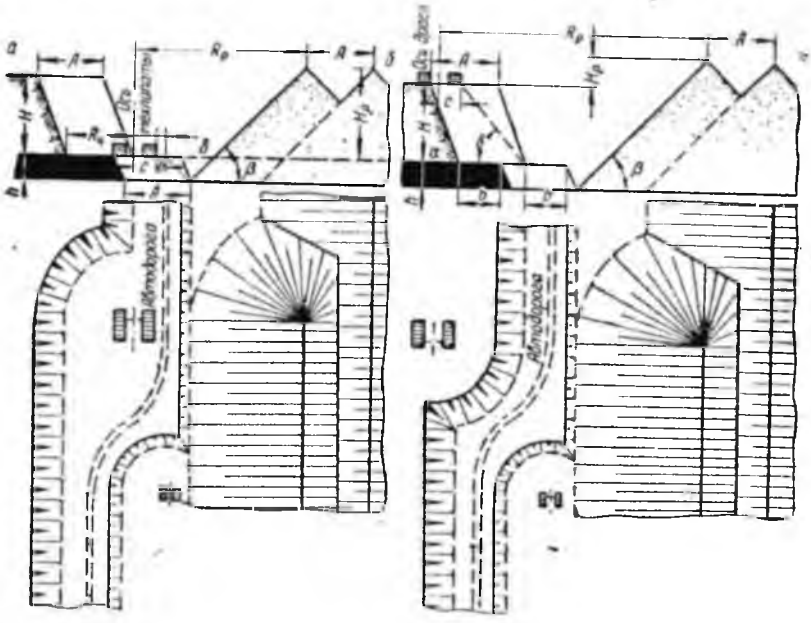


Рис. 390. **Простая бестранспортная система разработки:**
а — схема экскавации механической лопатой; *б* — то же, драглайном

В отдельных случаях высоту уступа определяют мощностью (при незначительной ее величине) покрывающих пород или полезного ископаемого.

При применении взрывных работ лучший эффект получается при высоте уступов 8—16 *м*.

Непосредственная выемка производится наиболее эффективно, когда уступ по всей его высоте представлен однородным полезным ископаемым или пустой породой, так как при этом ведется сплошная выемка по всей высоте уступа.

Условия транспортировки существенно влияют на выбор высоты уступа, так как в первую очередь должна быть обеспечена возможность подведения путей с заданным уклоном с каждого

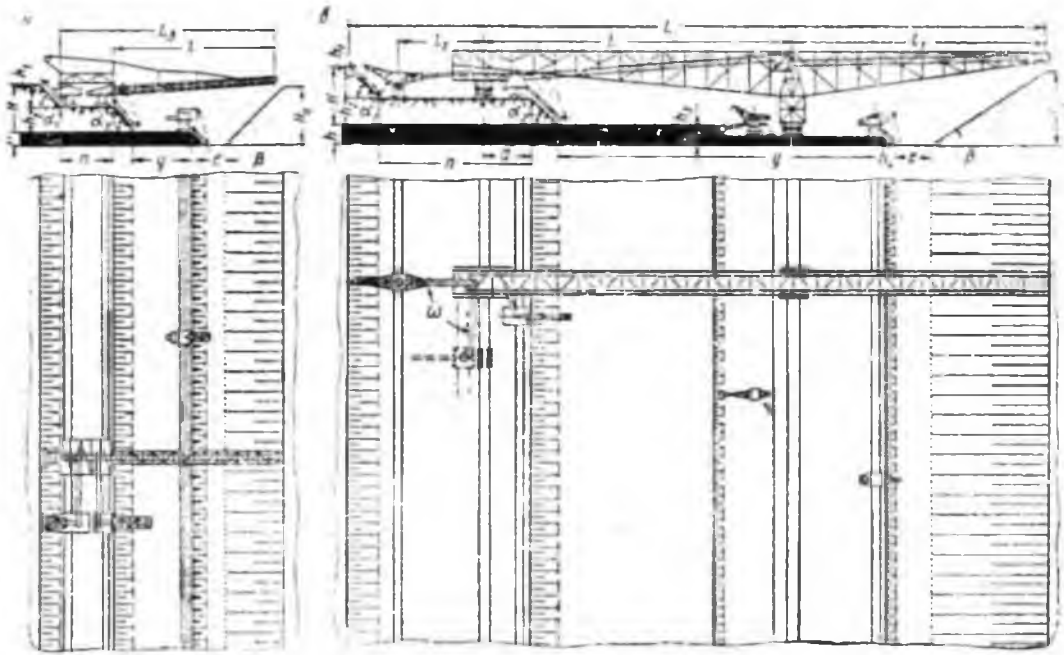


Рис. 391. Транспортно-отвальная система разработки:
а — схема экскавации с консольным отвалообразователем; *б* — то же, с транспортно-отвальным мостом

предыдущего уступа данной высоты на каждый последующий. При длине фронта работ L и заданном уклоне i между ними и высотой h уступа существует зависимость

$$h \leqslant Li. \qquad (158)$$

В каждом отдельном случае высота уступа устанавливается путем комплексного анализа местных условий.

При одноковшовых экскаваторах и разработке без применения буровзрывных работ высота уступа главным образом зависит от высоты черпания данного экскаватора и не должна превосходить ее, но может быть меньше.

Минимальную высоту уступа принимают такой, при которой наполнение ковша обеспечивается за один проход по забою без повторения черпания.

Высота вскрышного уступа при работе с непосредственным перемещением экскавируемой породы в выработанное пространство определяется высотой и радиусом разгрузки. Для схемы экскавации с механической лопатой высота уступа H (мощность вскрыши) может быть определена исходя из высоты разгрузки экскаватора $H_р$ (см. рис. 390, *а*)

$$H \leqslant \left(H_р + h - \frac{A}{4}\operatorname{tg}\beta\right)\frac{1}{k}, \ м, \qquad (159)$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, *м*;

A — ширина заходки, *м*;

β — угол откоса отвала, *град*;

k — коэффициент разрыхления породы в отвале.

Аналогично, исходя из радиуса разгрузки $R_р$ экскаватора, высоту уступа найдем из выражения

$$H \leqslant \left[R_р - (b + c) - h\operatorname{ctg}\delta - \frac{A}{4}\right]\frac{\operatorname{tg}\beta}{k}, \ м, \qquad (160)$$

где c — половина ширины базы экскаватора;

b — ширина транспортной бермы;

δ — угол устойчивого откоса уступа; остальные значения букв те же.

Для схемы экскавации драглайном (см. рис. 390, *б*) высоту уступа H, исходя из высоты разгрузки $H_р$, найдем из выражения

$$H \leqslant \left(H_р + h - \frac{A}{4}\operatorname{tg}\beta\right)\frac{1}{k-1}, \ м \qquad (161)$$

и, исходя из радиуса $R_р$ разгрузки драглайна, из выражения

$$H \leqslant \left[R_р - (b + c) - h\operatorname{ctg}\alpha - \frac{A}{4}\right]\frac{1}{\operatorname{ctg}\delta - k\operatorname{ctg}\beta}, \ м. \qquad (162)$$

Значения букв прежние.

При работе многочерпаковых экскаваторов высота уступов зависит от длины черпаковой рамы и устанавливаемого угла откоса уступов.

Углы откоса у рабочих уступов устанавливают исходя из условия обеспечения устойчивости как самого откоса, так и уступа в зависимости от физических свойств пород, высоты уступов, порядка и средств разработки последних.

Например, для песчано-глинистых и глинистых пород при высоте уступа 25—30 *м* угол откоса принимают 35—45°.

Для бурых углей, которые разрабатывают механической лопатой, при высоте уступа до 14 *м* угол откоса принимают до 70°.

Для пород скального типа, добываемых при помощи взрывных работ, углы откосов уступа принимают 50—80°. После взрыва откос взорванной породы обычно располагается под углом 25—35°.

Углы откоса рабочих бортов карьера значительно меньше: в обычных условиях 18—20°, а в трудно осушаемых породах 10—15°.

Ширина рабочей площадки уступа должна обеспечивать удобство работы людей и машин и определяется шириной забоя и транспортной площадки, достаточной для размещения транспортных средств. При экскавации скальных пород, требующих предварительного взрывания, необходимо учитывать, кроме того, площадку, на которой производится бурение скважин для взрывания пород уступа, расположенного ниже (обычно она равна ширине уступа).

С другой стороны транспортной площадки должен предусматриваться резерв между ней и разбуриваемой площадкой или, при отсутствии взрывных работ, между ней и верхней бровкой нижнего уступа. Ширина этой резервной площадки устанавливается на основании производственно-технических возможностей предприятия исходя из условия независимой работы смежных уступов в течение длительного времени: от нескольких недель до нескольких месяцев.

При разработке мягких пород ширину забоя A определяют по радиусу черпания $R_ч$ экскаватора

$$A \leqslant 1{,}5R_ч. \qquad (163)$$

Поэтому экскаватор устанавливают в забое на расстоянии радиуса черпания $R_ч$ от нижней бровки уступа, смежного с разрабатываемым. Ширина забоя по кровле уступа должна быть равной его ширине по подошве.

Общая ширина погрузочного фронта (экскаваторного забоя) после взрыва породы зависит от величины развала последней, которая определяется по данным практики.

При работе с непосредственным перемещением экскавируемой породы во внутренние отвалы между элементами системы разработки и линейными параметрами вскрышных экскаваторов существует определенная зависимость (см. табл. 31).

Таблица 31

Зависимость элементов системы разработки и параметров вскрышных экскаваторов

Показатели	Для схемы экскавации	
	с механической лопатой	с драглайном
Выход породы на единице длины уступа, $м^3$	$V_1 = kAH$	$V_1' = kAH$
Емкость отвала на той же длине	$V_2 = A(H_р + h) - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \beta$	$V_2' = A(H_р + H + h) - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \beta$
Высота разгрузки экскаватора, $м$	$H_р = k H + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta - h$	$H_р = k H + \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta - (H + h)$
Радиус разгрузки экскаватора, $м$	$R_р = c + b + h \operatorname{ctg} \delta + (H_р + h) \operatorname{ctg} \beta$	$R_р = c + b + H \operatorname{ctg} \delta + h \operatorname{ctg} \alpha + (H_р + H + h) \operatorname{ctg} \beta$

По длине уступа может быть один или несколько забоев. Организация работ проще при отработке полосы одним забоем. Однако при заданной производственной мощности карьера это не всегда удается осуществить, и уступы приходится отрабатывать несколькими забоями. В таких случаях каждому забою отводят определенную часть уступа по его длине, называемую блоком. Располагая на одном уступе несколько забоев, необходимо проверять пропускную способность транспортных путей и маневренную способность у пунктов погрузки. Длина блоков зависит от высоты уступов и бывает равна 400—800 *м*.

По условиям транспортировки и маневров у погрузочных пунктов на отдельных уступах не открывают больше трех-четырех забоев.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Из каких основных элементов слагается комплекс производственных процессов при открытых работах?
2. Перечислите с вычерчиванием схем основные элементы открытых горных выработок.
3. В чем заключается осушение при открытых работах?

4. Какие типы экскаваторов применяются при открытых работах?
5. Опишите принцип работы различных типов одноковшовых и многочерпаковых экскаваторов.
6. Как определить производительность одноковшовых и многочерпаковых экскаваторов?
7. Что такое колесные скреперы и тракторные струги, и для чего они применяются?
8. Как осуществляется транспорт при открытых работах?
9. Как производится в карьерах и на отвалах породы передвижка рельсовых путей?
10. Опишите применяющиеся схемы гидромеханизации на открытых работах.
11. Какие существуют схемы отвалов породы со вскрыши и средства механизации отвальных работ?
12. В чем заключается вскрытие при открытых работах?
13. Какие существуют при открытых работах типы траншей и способы их проходки?
14. Какие применяются системы разработки при открытых работах?

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СТАТЬИ

Глава XIX

ШАХТНЫЙ ТРАНСПОРТ

§ 155. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Назначением шахтного транспорта является перемещение полезного ископаемого и пустой породы от забоя до места разгрузки на поверхности, а также доставка людей и материалов к месту работ.

Весь путь полезного ископаемого от забоя до места разгрузки на поверхности можно расчленить на следующие этапы:

1) транспортировка из очистного забоя до промежуточных штреков;

2) транспортировка по промежуточным штрекам и бремсбергам;

3) транспортировка по капитальным бремсбергам и уклонам;

4) транспортировка по главным штрекам, квершлагам и в околоствольном дворе;

5) подъем на поверхность по стволам шахт;

6) транспортировка на поверхности.

Возможность фактического повышения производительности труда рабочих, занятых в очистном забое, и связанное с этим повышение добычи отдельных забоев и целых участков находятся в прямой зависимости от работы всех звеньев транспорта.

Производительность транспортной установки определяется количеством транспортируемого материала в единицу времени и выражается в весовых (*т/ч*) или объемных ($м^3/ч$) единицах, а также в единицах транспортной работы, определяемой произведением количества Q транспортируемого груза на расстояние L транспортировки в тоннокилометрах или тоннометрах, QL (*ткм* или *тм*).

Транспортировку грузов в вагонетках, перемещаемых по горизонтальным рельсовым путям или имеющим уклон до

30°, называют *откаткой*. При углах наклона больше 30°, если груз перемещается в скипах или вагонетках, установленных на платформах или в клетях, транспортировку называют *подъемом*.

Транспортировку грузов до откаточных путей называют *доставкой*.

Транспорт, осуществляемый непосредственно по почве пласта или при помощи конвейеров, т. е. транспортных устройств, перемещающих груз непрерывным потоком, обычно называют *безрельсовым транспортом*.

Конвейеры бывают *скребковые, качающиеся, ленточные* и *пластинчатые*. Пластинчатые конвейеры до последнего времени применяли на сортировках и обогатительных фабриках. В настоящее время их стали применять на рудных шахтах при подземных работах. Особое распространение они получили за рубежом, в ФРГ. Некоторые конструкции пластинчатых конвейеров допускают изгиб продольной оси, что позволяет применять их в криволинейных выработках.

Конвейерные установки для перемещения груза в вертикальном или близком к вертикальному направлении называют *элеваторами*.

Выбор способа транспортировки определяется горнотехническими условиями и обосновывается технико-экономическими расчетами.

ОСНОВЫ РАСЧЕТА ТРАНСПОРТНЫХ УСТРОЙСТВ

§ 156. РАСЧЕТНАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ТРАНСПОРТНОГО УСТРОЙСТВА

При расчетах транспортных устройств обычно исходят из их часовой производительности Q, выраженной в тоннах (Q *т/ч*), которую легко можно определить, зная сменную производительность, «чистое» время работы транспортной установки и неравномерность грузопотока.

При неодинаковом распределении поступления груза по сменам в расчет принимается наиболее загруженная смена.

Транспортные потоки на горных предприятиях обычно неравномерны во времени. В зависимости от организации работ по транспорту и по добыче полезного ископаемого в работе транспортной установки в течение смены имеются паузы, уменьшающие время ее «чистой» работы.

Под *чистым* понимается время работы транспортной установки за вычетом времени на прием и сдачу смен, осмотр

механизмов в течение смены. Время, потребное на эти операции, определяется подсчетом и при нормальных условиях составляет 0,5—1 час.

Неравномерность грузопотоков в течение смены создает в отдельные периоды недогрузки, а в другие, наоборот, «пиковые» перегрузки транспортной установки.

Производительность транспортных устройств, обслуживающих несколько забоев или участков, подвержена меньшим колебаниям в течение смены.

Коэффициент неравномерности k для транспортных установок принимается равным 1,5—2.

Расчетная часовая производительность Q транспортного устройства может быть определена по формуле

$$Q = k\,\frac{A}{T},\ m/ч, \tag{164}$$

где k — коэффициент неравномерности;

A — принятая сменная производительность участка, m;

T — чистое время работы транспортной установки, час.

Если кроме полезного ископаемого рассчитываемая установка обслуживает транспортировку породы, материалов и других грузов, то при установлении требующейся производительности ее следует учитывать все эти грузы.

При расчетах производительности конвейерных установок принимают, что груз располагается по длине желоба или ленты равномерным слоем, причем вес груза в килограммах на 1 $м$ длины конвейера называют его *погонной нагрузкой* и обозначают через q ($кг/м$).

При скорости перемещения груза v ($м/сек$) секундная производительность конвейерной установки равна qv ($кг/сек$), а часовая

$$Q = 3600qv\ кг/ч = \frac{3600qv}{1000} = 3{,}6qv,\ т/ч. \tag{165}$$

При заданной часовой производительности Q ($т/ч$) погонная нагрузка конвейера составит

$$q = \frac{Q}{3{,}6v},\ кг/м. \tag{166}$$

Если площадь поперечного сечения материала на желобе или ленте конвейера обозначить через F ($м^2$), а насыпной вес транс-

портируемого материала через γ ($т/м^3$), то погонная нагрузка q может быть выражена следующей формулой

$$q = 1000F\gamma, \ кг/м, \tag{167}$$

а часовая производительность Q соответственно

$$Q = 3600Fv\gamma, \ т/ч. \tag{168}$$

§ 157. КОЭФФИЦИЕНТ СОПРОТИВЛЕНИЯ

При любом способе перемещения груза приходится преодолевать возникающие при этом статические и динамические сопротивления. Затрачиваемое на преодоление их усилие называют *силой тяги.*

При движении с постоянной скоростью (установившееся движение) имеются только статические сопротивления; при изменении скорости движения (ускоренное или замедленное движение) появляется динамическое сопротивление.

В случаях перемещения груза вверх по наклонной плоскости или по вертикали затрачивается работа на преодоление сопротивлений и подъем груза.

Сила тяги при перемещении груза постоянного веса и с постоянной скоростью по горизонтальному пути зависит только от способа перемещения; будет больше при перемещении скольжением непосредственно по плоскости, чем на катках или на платформе с колесами, причем в последнем случае сила тяги будет зависеть от рода подшипников, состояния пути и т. п.

Степень совершенства транспортного устройства характеризуется *коэффициентом сопротивления* или *коэффициентом тяги* (ω'), которым называют отношение сил вредного сопротивления (W), возникающего при перемещении груза, к весу (G) последнего:

$$\omega' = \frac{W'}{G}. \tag{169}$$

Численно коэффициент сопротивления (или тяги) равен усилию, затрачиваемому на перемещение единицы веса транспортируемого груза.

В случаях перемещения груза G в вагонетках, весящих G_0, коэффициент тяги удобно относить к суммарному весу груза и вагонетки.

$$\omega' = \frac{W'}{G + G_0}. \tag{170}$$

При расчетах транспортных установок обычно приходится оперировать с силой тяги W_0 на приводном валу установки,

которую удобно выражать через коэффициент тяги ω_0, учитывающий все вредные сопротивления на установке до приводного вала.

Например, тяговое усилие W_0 на приводном валу горизонтальной конвейерной установки равно произведению веса перемещаемого груза qL на коэффициент тяги ω_0

$$W_0 = qL\omega_0, \tag{171}$$

где q — погонная нагрузка конвейера, *кг/м*;
L — длина конвейерной установки, *м*.

§ 158. МОЩНОСТЬ

При расчетах транспортной установки следует различать мощность на ее приводном валу N_0 и мощность на валу двигателя N.

Мощность на приводном валу легко определить, зная величину тягового усилия на нем и скорость перемещения груза v

$$N_0 = \frac{W_0 v}{102}, \text{ квт, или } N_0 = \frac{W_0 v}{75}, \text{ л. с.} \tag{172}$$

Для конвейерных установок мощность на приводном валу обычно выражается иначе.

Для горизонтальной конвейерной установки, подставляя в выражение (172) значение W_0 из выражения (171) и заменяя значение q выражением (166), после простейших преобразований получим

$$N_0 \approx \frac{QL\omega_0}{367}, \text{ квт, или } N_0 \approx \frac{QL\omega_0}{270}, \text{ л. с.} \tag{173}$$

Для наклонной конвейерной установки, кроме этого, необходимо еще учесть мощность, затрачиваемую на подъем груза на заданную высоту H (*м*) по вертикали.

При часовой производительности Q (*т/ч*) в секунду поднимается $\frac{1000Q}{3600}$ *кг* груза. Секундная работа в этом случае равна $\frac{QH}{3,6}$ *кгм/сек*, а мощность $\frac{QH}{3,6 \cdot 102} \approx \frac{QH}{367}$ *квт*.

В случае перемещения груза вниз мощность, затрачиваемая на спуск груза на заданную высоту, принимается с отрицательным знаком $\left(-\frac{QH}{367}\ квт\right)$. Таким образом, выражение для определения в общем случае приобретает вид

$$N_0 = \frac{QL\omega_0}{367} \pm \frac{QH}{367}, \text{ квт}, \tag{174}$$

или

$$N_0 = \frac{QL\omega_0}{270} \pm \frac{QH}{270}, \text{ л. с.} \tag{175}$$

Мощность N на валу двигателя определяется путем учета механического коэффициента полезного действия (к. п. д.) $\eta_м$ передачи между валом двигателя и приводным валом транспортного устройства

$$N = \frac{N_0}{\eta_м}, \text{ квт } (л.\ с.). \qquad (176)$$

БЕЗРЕЛЬСОВЫЙ ТРАНСПОРТ

§ 159. ДОСТАВКА ПОД ДЕЙСТВИЕМ СОБСТВЕННОГО ВЕСА

Простейшим и наивыгоднейшим видом безрельсового транспорта является спуск отбитого полезного ископаемого, породы и материалов за счет силы веса груза по наклонной плоскости (реже по вертикали), который применяется:

1) для доставки полезного ископаемого, породы и материалов в очистном пространстве при разработке крутых и наклонных пластов и рудных залежей;

2) для спуска полезного ископаемого по скатам, гезенкам, печам и рудоспускам;

3) для спуска крепежного леса по шурфам, ходкам, гезенкам и скважинам.

При углах падения больше 40° спуск угля в очистном пространстве производится непосредственно по почве пласта, при углах падения больше 25° — по металлическим листам, уложенным по почве в виде желобов полукруглой или трапециевидной формы. Ширина таких желобов 0,5—0,8 *м* при высоте бортов 0,3—0,5 *м*. Для удобства навалки угля на желоб иногда борт делают только с одной стороны.

В последнее время стали применять металлические *рештаки* с *эмалевым покрытием* для предохранения их от коррозии и расширения области применения самотечной доставки. По обычным наклонным металлическим рештакам движение антрацита нормальной влажности начинается при угле падения пласта 17—18°, а курного угля при 24—25°; по эмалированным рештакам доставка антрацита возможна при углах падения 11—12°, а курного угля 17—18°.

При спуске по скатам уголь может сильно измельчаться. Поэтому необходимо следить, чтобы спуск его производился при заполненном скате.

Для уменьшения измельчения угля при спуске по наклонным выработкам иногда применяют так называемые *тормозные конвейеры*. Чаще всего они представляют собой канат с укрепленными на нем на определенном расстоянии дисками, движущийся по желобу.

При спуске по вертикальным выработкам для ограничения скорости применяют *ступенчатые* и *винтовые спуски*. В первом случае в вертикальной выработке устраивают ступенчатые полки. Каждый полок занимает сечение выработки до ее середины с противоположной предыдущему полку стороны. Груз движется вниз, пересыпаясь с полка на полок.

Винтовой спуск представляет собой укрепленный внутри вертикальной трубы винтовой желоб большого диаметра.

Для погрузки доставляемого собственным весом груза в нижнем конце наклонной или вертикальной выработки устраивают *люки*.

§ 160. ДОСТАВКА СКРЕБКОВЫМИ КОНВЕЙЕРАМИ

Скребковый конвейер (рис. 392) представляет собой транспортирующее устройство непрерывного действия, тяговым органом которого является бесконечная цепь (одна или две) с укрепленными на ней скребками. При движении цепи скребки захватывают транспортируемый материал и перемещают его по желобу в направлении движения цепи.

На концах желоба цепь огибает специальные звездочки, причем звездочки (ведущие) у разгрузочного конца желоба получают движение от привода, звездочки же у противоположного конца желоба (направляющие) служат лишь для направления движения цепи и для ее натяжения. Для удобства монтажа и переноски скребковые конвейеры обычно изготовляют секционными с длиной каждой секции 2,5 *м*. Производительность скребковых конвейеров зависит от ширины желоба, размеров и формы скребков и скорости движения цепи.

Транспортировка грузов скребковыми конвейерами возможна как по горизонтали, так и по наклону вниз и вверх с предельным углом подъема 25—30°.

При небольшой длине и производительности скребковые конвейеры делают с одной цепью, а при большой длине и производительности — с двумя.

Скребковые конвейеры имеют ряд преимуществ по сравнению с качающимися и ленточными, поэтому они получили в последнее время большое распространение в угольной промышленности.

Основными достоинствами скребковых конвейеров при применении их в подземных условиях являются: малые размеры по высоте, обеспечивающие удобство навалки; возможность обрушения угля непосредственно на конвейер (работа с частичной взрывонавалкой); возможность работы врубовых машин и комбайнов непосредственно с желоба конвейера; возможность передвижки конвейера при помощи горизонтальных домкратов без

разборки (при соответствующей конструкции рамы желоба); хорошая работа при волнистой почве; возможность перемещения материала вверх под углом до 30°; более простая разборка, переноска и наращивание, чем ленточных конвейеров; возможность передвижки механическими передвижчиками по частям без разборки вслед за проходом комбайна, причем при этом конвейер работает в изогнутом в горизонтальной плоскости положении.

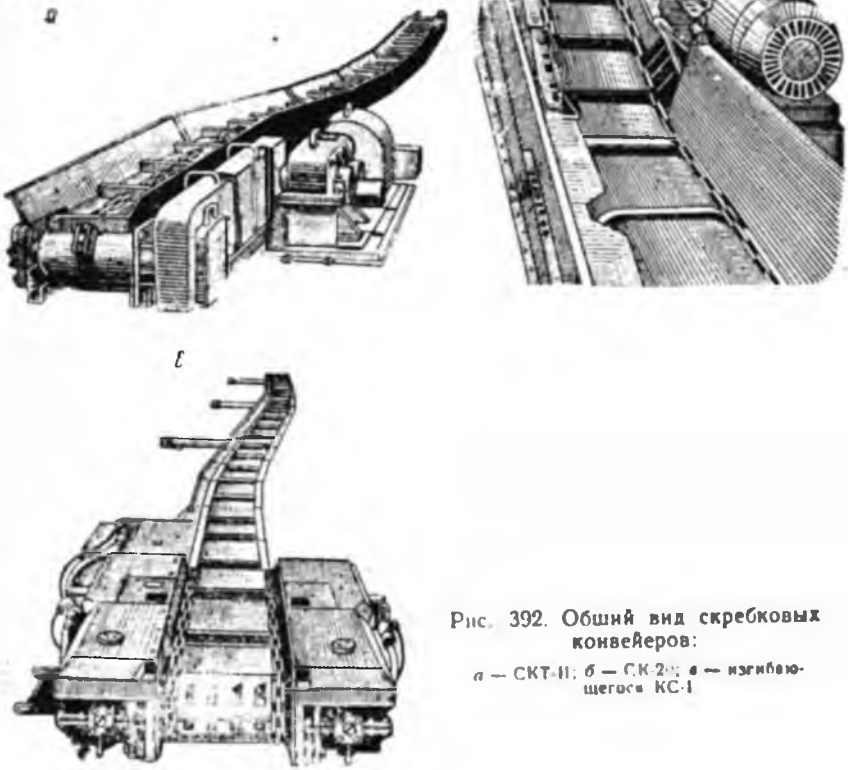


Рис. 392. Общий вид скребковых конвейеров:

а — СКТ-II; *б* — СК-2; *в* — изгибающегося КС-1

В угольной промышленности СССР применяют скребковые конвейеры следующих типов:

1) $СКТ_2$-6м и $СКТ_3$-6. Предназначены они для доставки угля из лав в тонких пластах мощностью 0,45—0,8 *м* и отличаются только конструкцией рештачного става. Конвейер $СКТ_2$-6м работает в комплексе с комбайном УКТ, который при работе опирается на став конвейера; $СКТ_3$-6 работает в комплексе с вру-

бовой машиной и комбайнами, не опирающимися на став конвейера. В первом случае рештаки изготовляют из швеллеров, во втором — легкими штампованными секциями. Рабочая и холостая ветви конвейеров СКТ$_2$-6м и СКТ$_3$-6 расположены в одной горизонтальной плоскости, что уменьшает их высоту и благоприятствует применению на весьма тонких пластах. Между ними могут устанавливаться стойки призабойной крепи. Производительность СКТ$_2$-6м 40 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 125 *м*; у СКТ$_3$-6 соответственно 33 *т/ч* при 100 *м*. Может быть использован для доставки в лаву леса.

2) СТС-3 и СТ-6. Применяют их для доставки угля из коротких лав длиной 50 *м* в основном на шахтах Подмосковного бассейна. Производительность этих конвейеров соответственно 40 и 50 *т/ч*.

3) СКЗМ-1. Предназначен для доставки угля из очистных забоев при разработке мощных крутых пластов горизонтальными слоями при взрывонавалке. Производительность 30 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 29 *м*.

4) СКЗ-2. Предназначен для доставки угля по коротким выработкам-просекам, печам, сбойкам; может также применяться для доставки угля из очистных забоев горизонтальных слоев. Производительность 60 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 29 *м*.

5) СКР-11. Предназначен для доставки угля из очистного забоя в пластах мощностью более 0,7 *м*. Конвейер СКР-11 одноцепной, ветви расположены в вертикальной плоскости, реверсивный, благодаря чему может быть использован для доставки в лаву крепежного леса.

Решетчатый став конвейера собирается из унифицированных для верхней и нижней ветвей рештаков. При переноске конвейера в лаве верхние рештаки укладывают на новом месте в качестве нижней ветви, а нижние — в качестве верхней ветви. Это снижает трудоемкость переноски конвейеров на 25—30% по сравнению с переноской конвейеров, имеющих разную конструкцию рештаков для верхней и нижней ветвей.

Конвейер СКР-11 поставляется нормальной длиной 100 *м*; по особому заказу может быть изготовлен длиной 70 и 120 *м*.

6) СК-20 двухцепной. Предназначен для доставки угля из лав с волнистой почвой при погрузке угля комбайном вручную и взрывонавалкой. Конвейер может передвигаться без разборки при помощи поставляемых комплектно с ним реечных домкратов. Производительность конвейера 80 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 80 *м*.

7) СТР-30 двухцепной. Предназначен для работы в пластах мощностью более 1,2 *м* в комплексе с комбайном или врубово-погрузочной машиной с взрывонавалкой.

Производительность СТР-30 без съемных бортов 100 *т/ч*, при наличии бортов 150 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 100 *м*.

8) СКР-20. Предназначен для доставки угля из очистного забоя при мощности пластов более 0,8 *м* в комплексе с комбайнами «Донбасс» и «Горняк», не опирающимися на став конвейера. Производительность СКР-20 — 100 *т/ч* при длине доставки 120 *м*. По особому заказу конвейер может быть изготовлен длиной 150 *м*.

9) Изгибающиеся конвейеры КС. Конвейер КС-1 предназначен для работы на пологих пластах мощностью более 0,9 *м* в комплексе с комбайном «Донбасс-1», крепью МПК и передвижчиками. Передвижка конвейера может производиться во время его работы. Производительность КС-1 — 120 *т/ч* при длине доставки по падению 100—150 *м*. Конвейер КС-2 предназначен для работы на пластах с волнистой почвой (Подмосковный бассейн). Производительность КС-2 — 70 *т/ч* при длине доставки по горизонтали 80 *м*.

Конвейер КС-4 с неразъемными секциями на желоба рабочей и холостой ветвей предназначен для работы в пластах мощностью 0,6—0,8 *м* в комплексе с комбайном «Горняк». Конвейер КС-4_2 с разъемными секциями на желоба рабочей и холостой ветвей предназначен для работы в тех же условиях, но в комплексе с комбайном УКТ. Производительность конвейера КС-4 — 80 *т/ч* при длине доставке по падению 100—150 *м*, а конвейера КС-4/2 — 70 *т/ч* при 160 *м*. Привод конвейеров КС-4 и КС-4_2 располагается внизу лавы на берме откаточного штрека. Конвейер КС-9 выпускают четырех модификаций с различной шириной рештаков. Предназначен он для работы в пластах мощностью более 0,9 *м* в комплексе с комбайнами. В настоящее время созданы изгибающиеся конвейеры КС-10 и КС-15.

Переноска забойных скребковых конвейеров обычно осуществляется в разобранном виде бригадой из 3—5 человек.

Для возможности разборки конвейера ослабляют натяжение скребковой цепи, после чего разъединяют цепь, находящуюся на рештаках, на звенья длиной 2,45—4,90 *м*. Рештаки передвигают после окончания переноски цепи или параллельно с ее переноской.

Приводную и натяжную головки передвигают вручную или при помощи домкратов.

Некоторые конвейеры (например, СК-20 и СТР-30) могут передвигаться без разборки по всей длине или участками при помощи домкратов. Изгибающиеся конвейеры передвигают механическими передвижчиками или шагающей механизированной крепью.

Производительность горизонтально установленного скребкового конвейера может быть определена по формуле

$$Q = 3600 F v \gamma \psi, \ т/ч, \qquad (177)$$

где F — площадь поперечного сечения желоба, $м^2$;
v — скорость движения цепи, $м/сек$;
γ — насыпной вес материала, $т/м^3$;
ψ — коэффициент заполнения желоба.

С увеличением угла подъема производительность Q' конвейера снижается

при $\alpha = 10°$ . . . . . $Q' = 0{,}85Q$ $т/ч$
„ $\alpha = 20°$ . . . . . $Q' = 0{,}65Q$ „
„ $\alpha = 30°$ . . . . . $Q' = (0{,}50 + 0{,}45)\ Q$ $т/ч$

Мощность на приводном валу затрачивается на преодоление сопротивления скольжения цепи со скребками и материала по желобу, сопротивления в концевых звездочках и на подъем груза.

Ориентировочную мощность на приводном валу и мощность двигателя определяют соответственно из выражений (172) и (173).

§ 161. ДОСТАВКА ЛЕНТОЧНЫМИ КОНВЕЙЕРАМИ

Ленточный конвейер представляет собой транспортирующее устройство непрерывного действия, несущим и тяговым органом которого является гибкая прорезиненная лента, огибающая барабаны и движущаяся по роликам или настилу.

Ленточные конвейеры могут быть *стационарными* (рис. 393) и *полустационарными*.

Движение ленте сообщается силой трения между приводным барабаном и лентой.

Барабан, сообщающий движение ленте, называют ведущим. На противоположном конце конвейера имеется другой огибаемый лентой барабан, называемый холостым или направляющим. Лента по длине поддерживается роликами, укрепленными на специальных опорах, устанавливаемых для верхней ветви через 1—1,5 *м*, а для нижней — 2—3 *м*. Различают верхнюю, или грузовую, ветвь ленты и нижнюю, или холостую ветвь.

В последнее время в Чехословакии, Англии и ФРГ в очистных забоях начали применять ленточные конвейеры с нижней несущей ветвью.

Для опоры поддерживающих роликов и защиты нижней ветви ленты служат металлические секции, которые между собой соединяются при помощи болтов или крючьев.

В зависимости от конструкции поддерживающих роликов грузовая ветвь ленты может иметь *плоскую* (рис. 394, *а*), *полулотковую* (рис. 394, *б*) или *лотковую* (рис. 394, *в*) формы.

При лотковой форме конвейеры обеспечивают более высокую производительность, но их опоры несколько сложнее, а потому и дороже.

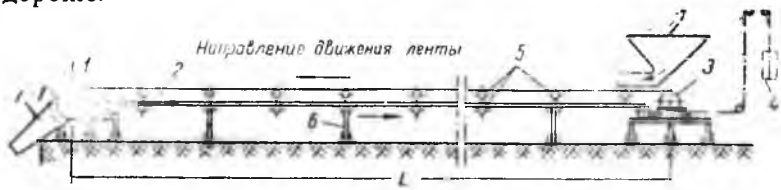


Рис. 393. Схема стационарного ленточного конвейера:

1 — приводной барабан; *2* — лента; *3* — направляющий барабан; *4* — натяжное устройство; *5* — поддерживающие ролики; *6* — опоры; *7* — разгрузочный лоток

Транспортирующие ленты должны удовлетворять ГОСТ 20-54. Прорезиненные ленты состоят из нескольких слоев хлопчатобумажных или пеньковых прокладок, которые соединяются тонкими слоями резины вулканизацией. Снаружи, для предохранения прокладок от повреждений и от влаги, ленту покрывают

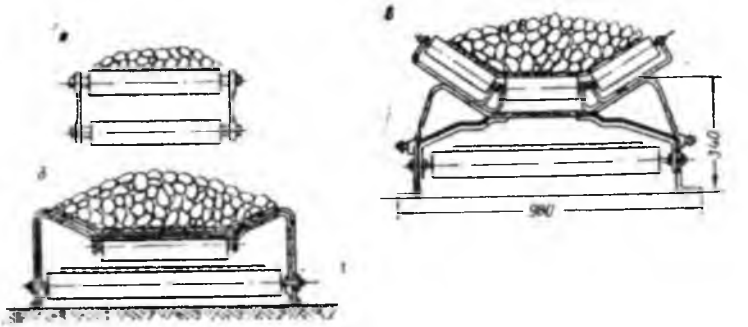


Рис. 394. Профиль грузовой ветви ленточных конвейеров:

а — плоский; *б* — полулотковый; *в* — лотковый

резиновыми обкладками. Для конвейера КЛ-550 должна применяться лента на металлической основе.

Полустационарные конвейеры устанавливают в промежуточных штреках и участковых бремсбергах, а стационарные — в главных и участковых уклонах, капитальных бремсбергах, откаточных штреках и наклонных шахтных стволах.

Типы выпускаемых в Советском Союза ленточных конвейеров приведены в табл. 32.

Таблица 3

Типы ленточных конвейеров по ГОСТ 3039-54

Показатели		Полустационарные				Стационарные				
		КЛ-80	КЛ-120	КЛ-180	КЛ-220	КЛ-250	КЛ-300	КЛ-350	КЛ-450	КЛ-550
Производительность *т/ч* при работе	по горизонтали	80	120	180	220	250	300	350	450	550
	под углом 15°	40	60	80	100	130	160	200	250	350
Длина транспортирования, *м*	по горизонтали	300				600		700	900	1500
	под углом 15°	150				250		—	—	500

При расчете ленты на прочность полагают, что растягивающие усилия воспринимаются только прокладками. Поэтому расчет сводится к определению числа прокладок, соответствующего данным растягивающим усилиям.

Условие прочного сопротивления ленты разрыву может быть написано в следующем виде:

$$S_{max} = \frac{BiK_p}{m} \text{ кг}, \qquad (178)$$

где S_{max} — максимальное растягивающее усилие, *кг*;

B — ширина ленты, выбираемая по условиям необходимой производительности конвейера, *см*;

i — число прокладок в ленте;

K_p — разрывное усилие, измеряемое в килограммах на 1 *см* ширины прокладки и принимаемое при расчетах в пределах 50—60 *кг/см*;

m — запас прочности, принимаемый равным 10,5—11,5 и повышаемый с увеличением числа прокладок i в ленте.

Число прокладок определится из выражения (178)

$$i = \frac{S_{max}m}{BK_p}. \qquad (179)$$

Полученное расчетом число i прокладок сравнивают с данными общесоюзных стандартов на ленты. Если при данной ши

рине ленты число прокладок по расчету получилось меньше, чем нормально по ГОСТу, то принимают его равным ближайшему большему по ГОСТу.

Если же по расчету получится число прокладок больше, чем по ГОСТу для соответствующей ширины ленты, то по условиям прочности приходится принимать ленту большей ширины, чем это требуется по производительности.

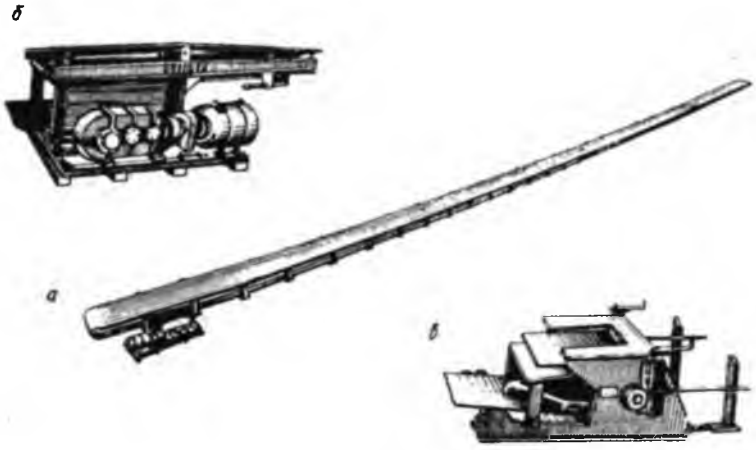


Рис 395. Ленточный конвейер РТУ-30:
а — общий вид; *б* — приводная головка; *в* — натяжное устройство

Прорезиненные ленты обычно изготовляют отрезками длиной 90—120 *м*, для соединения которых между собой на стационарных установках применяют сшивание концов сыромятными ремнями или соединение вулканизацией, а на установках, требующих периодических расшиваний и сшиваний ленты, чаще всего применяют гибкое шарнирное соединение.

Привод (рис. 395) ленточного конвейера, служащий для приведения в движение бесконечной ленты, состоит из приводных барабанов, направляющих роликов и двигателя с редуктором, смонтированных на раме.

Необходимое для работы конвейера натяжение ленты в подземных установках осуществляется при помощи специального натяжного устройства, которым снабжается хвостовой барабан. Комплекс хвостового барабана с натяжным устройством получил общее название *натяжной головки*.

Штрековые конвейеры периодически приходится укорачивать или удлинять. Эти операции сводятся к следующему: 1) разъе-

динению двух концов ленты; 2) удалению или вставке куска ленты; 3) удалению или вставке секций с опорами и роликами, освобождению канатов натяжной головки и передвижке последней на новое место; 4) соединению концов ленты; 5) натяжению и регулировке ленты и 6) окончательному закреплению приводной и натяжной головок.

При необходимости вставки коротких отрезков и при длине составных частей ленты 60 *м* необходимо иметь набор из четырех кусков ленты в 4, 8, 16 и 32 *м*.

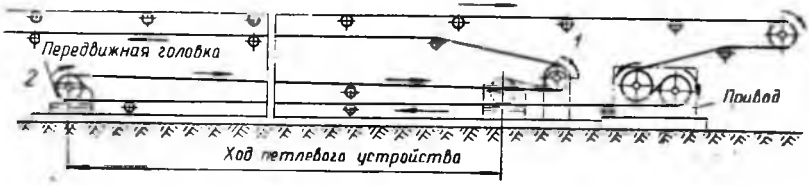


Рис. 396. Петлевое устройство

Удлинение ленточного конвейера может быть осуществлено и без вставки отдельных кусков при помощи специального петлевого устройства (рис. 396).

Петлевое устройство состоит из неподвижного барабана *1*, закрепляемого вблизи приводной головки конвейера, и передвижной головки с барабаном *2*.

Для упрощения операций по удлинению или укорачиванию ленточных конвейеров в последнее время очень часто применяют дополнительный хвостовой передаточный скребковый конвейер, который перегружает уголь с забойного конвейера на ленточный штрековый и наращивается (или укорачивается) вслед за подвиганием очистного забоя.

При проведении подготовительных выработок, когда приходится удлинять конвейер вслед за подвигающимся забоем, применяют конвейеры ЛКТ-2, снабженные телескопическим устройством, обеспечивающим его удлинение.

При установке ленточных конвейеров в подготовительных выработках на протяжении одного става выработка должна быть строго прямолинейна, а между крепью и конвейером должны оставляться зазоры с одной стороны не менее 0,4 *м*, а с другой — не менее 0,7 *м*.

Свободные проходы у натяжной головки и привода должны быть не менее 0,6 *м*. Такой же зазор должен выдерживаться между наиболее высокой частью конвейера и крепью у кровли.

Натяжная и приводная головки должны быть ограждены.

В наклонных выработках конвейер должен быть отделен от рельсового пути рядом стоек.

При проектировании транспортировки ленточными конвейерами выбирают скорость движения ленты, а затем определяют ширину ленты, прочные ее размеры и мощность двигателя.

Производительность, длина и угол наклона конвейера, а также крупность кусков транспортируемого материала и условия эксплуатации обычно задаются.

Скорость для забойных конвейеров обычно принимают не более 1 *м/сек*, для штрековых — до 1,25—1,50 *м/сек*, а для породоотборных не более 0,2—0,4 *м/сек*.

Часовая производительность конвейера может быть выражена формулой

$$Q = 160B^2v\gamma, \ m/ч, \tag{180}$$

где B — ширина ленты, *м*;

v — скорость движения ленты, *м/ч*;

γ — объемный вес транспортируемого материала, $m/м^3$.

Из выражения (180) можно определить необходимую ширину ленты

$$B = \sqrt{\frac{Q}{160v\gamma}}, \ м. \tag{181}$$

Производительность лотковой ленты можно принять в два раза больше плоской, т. е.

$$Q = 320B^2v\gamma \ m/ч, \tag{182}$$

а ширину ленты

$$B = \sqrt{\frac{Q}{320v\gamma}}. \tag{183}$$

При наклонных установках высота слоя, а вместе с ним и производительность конвейера снижаются. По сравнению с горизонтальными установками можно принимать снижение производительности для углов до 15° на 5%, а для углов до 18° — на 10%.

Ширину ленты по крупности кусков транспортируемого материала для рядового груза с наибольшим размером кусков a'_{max} проверяют по формуле

$$B \geqslant 2a'_{max} + 200 \ мм, \tag{184}$$

а для сортированного со средним размером кусков $a'_{ср}$ по формуле

$$B \geqslant 3{,}3a'_{ср} + 200 \ мм. \tag{185}$$

Ширину ленты забойных и штрековых конвейеров на кусковатость обычно не проверяют.

Как указывалось выше, лента конвейера приводится в движение силой трения между ней и ободом приводного барабана.

Передаваемая барабаном тяговая сила W_0 равна разности натяжения набегающей $S_{нб}$ и сбегающей $S_{сб}$ ветвей ленты

$$S_{нб} - S_{сб} = W_0. \tag{186}$$

Отсутствие скольжения ленты по барабану обеспечивается при условии

$$\frac{S_{нб}}{S_{сб}} \leqslant e^{f\alpha}, \tag{187}$$

где $e = 2{,}72$ — основание натуральных логарифмов;
f — коэффициент трения между барабаном и лентой;
α — угол обхвата лентой приводного барабана (в радианах).

Прочные размеры ленты определяют по наибольшему ее натяжению S_{max}, которое в большинстве случаев соответствует точке входа ленты на приводной барабан, т. е. $S_{max} = S_{нб}$.

Натяжение $S_{нб}$ определяют путем совместного решения выражений (186) и (187)

$$S_{нб} = \frac{e^{f\alpha}}{e^{\alpha f} - 1} W_0 \ кг. \tag{188}$$

После определения $S_{нб}$ находят число прокладок по выражению (179); тяговую силу W_0 определяют из выражения

$$W_0 = \frac{102 N_0}{v}, \ кг. \tag{189}$$

Мощность N_0 на валу приводного барабана может быть определена по формуле

$$N_0 = K(N_0' + N_0'' + N_0'''), \tag{190}$$

где K — коэффициент, равный 1,05—1,10;
N_0' — мощность, затрачиваемая на холостой ход конвейера и зависящая от длины конвейера L, ширины ленты, рода подшипников роликовых опор и скорости движения ленты:

$$N_0' = cLv, \ квт. \tag{191}$$

Коэффициент c для стационарных конвейеров при ширине ленты 600 *мм* принимается равным 0,020, при $B = 700$ *мм* — 0,024, при $B = 800$ *мм* — 0,028. Учитывая условия работы подземных установок, значение

коэффициента c для штрековых конвейеров увеличивают на 30—40%, а для забойных — на 50—60%;

N_0'' — мощность, затрачиваемая на преодоление дополнительных сопротивлений, возникающих на загруженном конвейере; зависит от его длины L и производительности Q

$$N_0'' = 0{,}00015LQ, \ квт. \qquad (192)$$

Для штрековых и забойных конвейеров мощность N_0'' увеличивают на 30—60%;

N_0''' — мощность, затрачиваемая на подъем материала на высоту H;

$$N_0''' = \pm \frac{HQ}{367}, \ квт. \qquad (193)$$

Для конвейеров с промежуточной разгрузкой затрачивается дополнительная мощность, величина которой зависит от способа разгрузки (см. специальные курсы).

В последнее время выпускают специальные ленточные конвейеры: ленточно-канатные, ленточно-цепные и с изгибающейся продольной осью.

У ленточно-канатных конвейеров тяговая сила передается двумя боковыми канатами, а свободнолежащая на них лента служит только несущим груз органом. Этот тип конвейеров получил применение на шахтах Англии в качестве мощных наклонных подъемных установок. У ленточно-цепных конвейеров тяговая сила передается одной или двумя цепями, к которым прикреплена лента, сохраняющая роль только грузонесущего органа.

В Советском Союзе выпускают ленточно-цепной изгибающийся конвейер КЗЛ-140 (К — конвейер; З — звеньевой; Л — ленточный; 140 *квт*). Проектная длина конвейера 200 *м*.

§ 162. ДОСТАВКА КАЧАЮЩИМИСЯ КОНВЕЙЕРАМИ

В настоящее время качающиеся конвейеры в угольной промышленности почти не применяют и нашими заводами они не выпускаются. Они вытеснены значительно более совершенными скребковыми конвейерами. Качающиеся конвейеры применяли главным образом для доставки угля из очистного забоя при мощности пластов от 0,6 *м* и выше и углах падения от 0 до 17—18°. При небольших расстояниях и при небольшой производительности качающиеся конвейеры устанавливали также на промежуточных штреках и бремсбергах.

На некоторых шахтах они сохранились для доставки породы в раскоску при проведении штреков широким забоем.

Качающийся конвейер (рис. 397) состоит из привода; решетчатых опор; рештаков (желобов), соединяемых между собой в конвейерный став, и соединительных частей между приводом и головным рештаком.

В зависимости от способа поддержания рештаков различают конвейеры подвесные, желоб которых подвешивается на цепях или тягах к стойкам крепи, и шариковые, желоба которых опираются на специальные шариковые опоры.

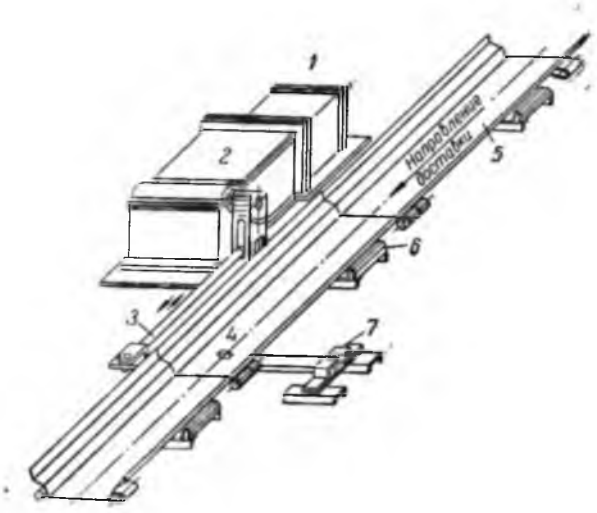


Рис. 397. Схема качающегося конвейера:

1 — двигатель; *2* — привод; *3* — штанга; *4* — головной рештак; *5* — линейный рештак; *6* — решетчатая опора (шариковая каретка); *7* — пята (неподвижная опора коромысла)

Принцип действия качающегося конвейера заключается в том, что от привода конвейерный став вместе с загруженным на него материалом получает возвратно-поступательное движение, причем при движении вперед рештакам сообщается от привода возможно большая скорость, и находящийся на них материал движется вместе с рештаками, затем привод резко замедляет ход и меняет его на обратный. Перемещаемый материал, двигавшийся до этого вместе с рештаками, в момент замедления хода стрывается от рештаков и по инерции движется вперед, в то время как рештаки возвращаются в исходное положение.

От одного привода обычно работает став рештаков длиной 80—100 *м*. Если требуется обеспечить транспортировку на большое расстояние, последовательно ставят соответствующее число ставов рештаков, обслуживаемых отдельными приводами.

Конвейерный став состоит из отдельных рештаков длиной 2800 *мм*, соединяемых между собой обычно при помощи болтов. Рештак, к которому присоединяется привод конвейера, называют *головным,* остальные рештаки — *линейными.* Головные рештаки имеют такую же конструкцию и профиль, как и линейные, но снабжены приспособлением для соединения с приводом конвейера. Наиболее распространены рештаки, имеющие сечение 530 $см^2$; при необходимости обеспечения более высокой производительности применяют рештаки сечением 700 и 900 $см^2$.

Приводы качающихся конвейеров могут быть электрические и пневматические.

Разновидностью качающихся конвейеров являются *вибрационные конвейеры.* Отличительная особенность их — небольшая амплитуда колебаний (3—10 *мм*) при большой частоте их (1000—3000 в минуту). Пока вибрационные конвейеры преимущественно применяют на поверхности.

§ 163. СКРЕПЕРНАЯ ДОСТАВКА

Скреперы находят применение главным образом при разработке рудных месторождений для доставки и погрузки как полезного ископаемого, так и пустых пород. На угольных шахтах об-

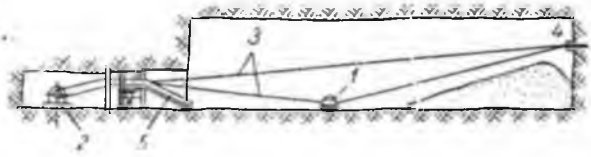


Рис. 398. Схема скреперной установки:

1 — скрепер; *2* — скреперная лебедка; *3* — канаты; *4* — блок; *5* — полок

ласть их применения в настоящее время весьма ограничена. Главным образом они служат для доставки породы в раскоску.

Схема установки при скреперной доставке представлена на рис. 398. Установка эта состоит из *скрепера, скреперной лебедки, канатов,* при помощи которых производится передвижение *скрепера, роликов* и *погрузочного полка.* Для скреперных установок применяют двухбарабанные скреперные лебедки, барабаны которых свободно насаживаются на вал и включаются попеременно для рабочего и холостого ходов скрепера при непрерывно вращающемся двигателе.

На один из барабанов наматывается *головной канат* скрепера, при помощи которого груженый скрепер перемещается к месту разгрузки, на другой — *хвостовой канат* скрепера, при помощи которого порожний скрепер подается после разгрузки

обратно в забой к месту погрузки. Скреперную лебедку обычно устанавливают в нише у штрека. Движение скрепера может происходить по прямой линии в плане, ломаной или кривой. Во время движения скрепера головной и хвостовой канаты направляются и поддерживаются специальными направляющими роликами, укрепленными на стойках крепи или на особых упорных стойках.

Скрепер загружается рудой, углем или породой в начале своего рабочего хода, причем для этого специальный рабочий направляет его в кучу отбитого материала или же последний набрасывают на скреперную дорогу, и скрепер сам забирает материал при своем движении.

Обязательным условием для применения скреперной доставки является хорошая почва. При волнистой почве скрепер цепляется за неровности.

Для определения часовой производительности скреперной установки можно пользоваться следующей формулой:

$$Q = \frac{TG\psi}{\frac{L}{v_{гр}} + \frac{L}{v_{п}} + t}, \qquad (194)$$

где Q — производительность скреперной установки, *т/ч*;
G — емкость скрепера, *т*;
ψ — коэффициент заполнения скрепера, принимаемый равным 0,9;
L — длина доставки, *м*; при переменной принимают среднее расстояние;
$v_{гр}$ — скорость рабочего хода скрепера (гру
$v_{п}$ — скорость холостого хода скрепера (по
T — 3600 сек.;
t — время загрузки и разгрузки скрепера на переключение и потери времени при замедлении и ускорении; принимается от 20 до 40 сек. в зависимости от производящихся в конечных пунктах доставки маневров.

При заданной производительности доставки Q емкость скрепера G может быть определена из выражения

$$G = \frac{Q}{\psi T}\left(\frac{L}{v_{гр}} + \frac{L}{v_{п}} + t\right), \text{ т.} \qquad (195)$$

При скреперной доставке, кроме содержания в исправности скреперной установки, необходимо следить за состоянием скреперной дороги и крепи. При твердом материале для нормальной работы скреперной доставки большое значение имеют однородность разрыхления материала и отсутствие крупных кусков.

§ 164. ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ И ПНЕВМАТИЧЕСКИЙ ТРАНСПОРТ

Гидротранспорт в горном деле применяют для транспортировки угля и породы при подземных и открытых работах, главным образом для перемещения грузов в горизонтальном направлении. Он может быть применен также и для подъема по вертикали.

Иногда гидротранспорт применяют для перемещения угля на десятки километров от шахты до потребителя: обогатительной фабрики или электростанции. В этом случае отпадает необходимость в строительстве при шахте технологического комплекса и железной дороги.

Гидравлическая транспортировка может осуществляться самотеком (безнапорный транспорт) и под напором, создаваемым специальными насосами, получившими название углесосов и землесосов.

В первом случае пульпа (смесь угля или породы с водой) перемещается по желобам из листовой стали, устанавливаемым с уклоном 0,005—0,007. При напорном гидротранспорте пульпа перемещается по трубам, причем питание трубопровода возможно двумя способами:

1) углесос засасывает пульпу непосредственно из резервуара и нагнетает ее в трубопровод;

2) из резервуара насос засасывает воду и нагнетает ее в трубопровод; подлежащий транспортировке материал вводится в трубопровод при помощи специального питающего устройства по пути движения воды.

Схема гидротранспорта угля на гидрошахте показана на рис. 331. Транспортировку породы гидравлическим способом применяют на вскрышных работах при открытой разработке месторождений полезных ископаемых и для доставки закладочного материала в выработанное пространство (гидравлическая закладка).

Гидравлическая транспортировка породы в выработанное пространство возможна также при проведении штреков узким забоем и желании оставить породу в шахте. В этом случае необходимо применять передвижную дробилку для измельчения породы до соответствующих условиям транспорта размеров.

Гидротранспорт успешно может быть применен также при проведении выработок комбайнами.

При гидравлическом транспорте коэффициент разжижения (отношение количества воды к количеству перемещаемого материала по объему) в зависимости от условий и крупности материала бывает в пределах от 2 до 5.

Пневматическая транспортировка сыпучих материалов производится за счет разности давлений у концов трубопровода,

которая может быть создана путем всасывания или нагнетания воздуха.

В горном деле пневмотранспорт осуществляется за счет нагнетания воздуха под давлением 5 *ат*. Сжатый воздух применяется в шахте для транспортировки закладочного материала в выработанное пространство (пневмозакладка).

На поверхности сжатый воздух для транспортировки довольно широко применяют на обогатительных фабриках. В зарубежных странах нагнетательный пневмотранспорт иногда применяют для транспортировки мелкого угля на значительные расстояния по горизонтали. На шахте «Вондерн» (ФРГ) доказана возможность подъема угля крупностью от 0 до 10 *мм* по вертикальному трубопроводу на высоту 330 *м*. При давлении воздуха 3,15 *ат* и удельном расходе его 70 $м^3/т$ производительность установки достигла 50 $м^3/ч$.

Недостатком пневмотранспорта является высокая энергоемкость его.

ТРАНСПОРТИРОВКА ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

§ 165. РЕЛЬСОВЫЙ ПУТЬ

Рельсовый путь в откаточных выработках состоит из *нижнего строения пути*, которым является подошва выработки, и *верхнего строения пути* (рис. 399): балластного слоя, шпал, рельсов и скреплений.

Верхнее строение пути воспринимает давление колес подвижного состава и передает его подошве выработки.

Отдельные рельсы, соединяясь между собой, образуют «нитку» рельсового пути, а две нитки, уложенные параллельно, *рельсовую колею*.

Во избежание схода подвижного состава с рельсов колеса его изготовляют с ребордами, входящими внутрь колеи (см. рис. 399).

Расстояние между внутренними гранями головок рельсов называют *шириной рельсовой колеи*.

Нормальная ширина рельсовой колеи для подземных путей угольных шахт в СССР установлена 600 и 900 *мм*, а для рудных — 750 *мм*.

При нормальных условиях залегания полезного ископаемого откаточным выработкам придают в сторону откатки груза *уклон равного сопротивления*, т. е. такой, при котором усилие, затрачиваемое для перемещения груженых вагонов под уклон, равнялось бы усилию для перемещения порожних вагонов на подъем.

Величина уклона i измеряется тангенсом угла наклона пути к горизонту

$$i = \frac{h}{l}, \qquad (196)$$

где h — превышение одного пункта относительно другого;
l — расстояние между двумя пунктами выработки.

Уклон пути выражается именованным числом в миллиметрах на метр (например, 5 *мм/м*) и обозначается десятичной дробью $i = 0{,}005$ или знаком ‰, т. е. $i = 5‰$.

Уклон выработки должен обеспечивать нормальный сток воды, поэтому обычно его принимают не меньше 0,003—0,004.

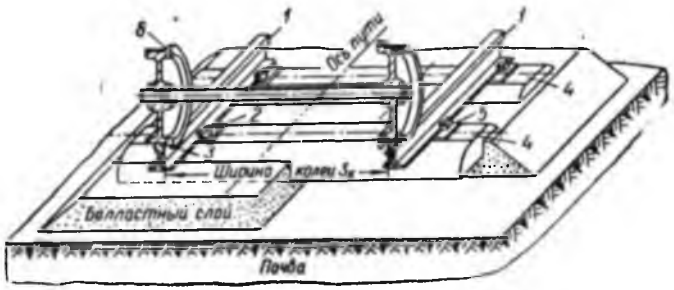


Рис. 399. Верхнее строение рельсовых путей:

1 — рельс; *2* — костыль; *3* — рабочие канты рельсов; *4* — шпала, *5* — подкладка; *6* — реборда колеса

В выработках, в которых укладывают пути, подошва для стока воды должна иметь уклон в 0,01 в сторону продольной канавки.

На крупных шахтах, где обычно применяют большегрузные вагонетки и тяжелые электровозы, пути основных откаточных выработок на горизонтах околоствольных дворов укладывают из рельсов весом 33,5 *кг/м*, а на остальных откаточных выработках укладывают рельсы весом 24 *кг/м*, на более мелких шахтах соответственно 24 и 18 *кг/м*.

На особо ответственных капитальных уклонах и в наклонных стволах укладывают рельсы 33,5 *кг/м*.

Рельсы настилают на *шпалы*, которые в свою очередь кладут на *балласт*, насыпаемый на выровненную подошву выработки. По Правилам технической эксплуатации шахт пути должны балластироваться щебнем, галькой с размером частиц от 20 до 40 *мм* или гравием крупностью от 3 до 20 *мм*. В сухих выработках допускается также балласт из подрываемой породы, если она не разрушается от действия шахтных вод и крепость ее не ниже песчанистого сланца.

Толщина балластного слоя под шпалой должна быть не менее 10 *см*; в выработках с углом падения более 10° шпалы укладывают в поперечные канавки, глубина которых обеспечивает заглубление шпал на $^2/_3$ их толщины и слой балласта под ними не менее 5 *см*. Эти канавки по бокам шпал засыпают балластом; промежутки между шпалами балластом не засыпают.

На 1 *км* одноколейного шахтного пути требуется около 350—400 $м^3$ балласта.

Шпалы для шахтных рельсовых путей чаще всего применяют деревянные — из сосны, кедра, пихты или лиственницы, пропитанные антисептиками. При ширине колеи 600 *мм* укладывают шпалы длиной 1200 *мм*, а при колее 900—1600 *мм*. Шпалы могут быть также металлическими (главным образом для временных путей) и железобетонными.

Рельсовые стыки на прямых участках должны укладываться на одной прямой линии, с оставлением между рельсами зазоров до 5 *мм* при расстоянии от стыка рельсов до оси ближайшей (стыковой) шпалы 200 *мм*.

Расстояние между стыковыми и предстыковыми шпалами должно быть несколько меньше, чем между промежуточными, которое при рельсах весом 33,5 *кг/м* принимается равным 900 *мм*, а при рельсах весом 24 *кг/м* — 750 *мм*.

В стыках рельсы соединяют накладками и четырьмя болтами. Подкладки (стальные) под рельсы на прямолинейных участках укладывают только на стыковых шпалах; на закруглениях и стрелочных переводах их укладывают на всех шпалах. К каждой шпале рельсы прикрепляют тремя костылями, а при подкладках — по числу дыр в подкладках.

В зависимости от принятого метода откатки и от ее интенсивности в откаточных выработках может настилаться один или два параллельных рельсовых пути; в последнем случае одна колея предназначается только для движения порожних, а другая — только для движения груженых вагонеток. При одноколейных путях в месте встречи поездов делают расширение выработки и настилают второй путь со стрелками. Такое устройство называют *разъездом* или *разминовкой*. Такие же разминовки устраивают по мере надобности в местах поступления груза на откаточные штреки из бремсбергов, уклонов и скатов. Длину разминовки определяют в зависимости от длины составов встречающихся на ней поездов.

Расстояние между осями путей двухпутевой выработки называют *междупутьем*. Ширину его выбирают с таким расчетом, чтобы расстояние между встречными электровозами (или вагонетками, если они шире электровозов) было не менее 200 *мм*.

При изменении направления движения откатки, например при переходе вагонеток из штрека на квершлаг, пути настилают на *закруглениях,* радиус которых определяют в зависимости от типа подвижного состава и от скорости движения: при скорости до 1,5 *м/сек* радиус должен быть не менее 7-кратной величины наибольшей *жесткой базы* (расстояние между осями колес) соответственно электровоза или вагонетки, входящих в состав поезда; при скорости движения более 1,5 *м/сек* — не менее 10-кратной величины наибольшей жесткой базы.

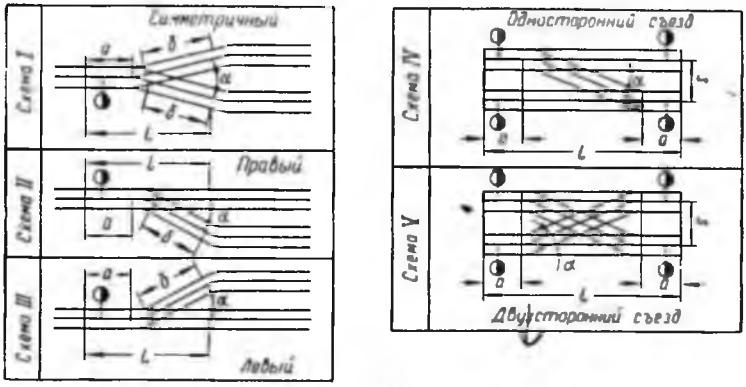


Рис. 400. Основные схемы стрелочных переводов

Для облегчения движения поездов на закруглениях последние следует устраивать точно по дуге окружности принятого радиуса и с некоторым уширением колеи, величина которого зависит от радиуса закругления и жесткой базы подвижного состава. Для устранения возможности опрокидывания вагонетки при быстром движении и уменьшения сопротивления движению наружный рельс на закруглении настилают несколько выше внутреннего (на 10—35 *мм*). Ширину междупутья на закруглениях делают больше, чем на прямолинейных участках.

В местах разветвления или пересечения путей укладывают стрелочные переводы, которые в зависимости от положения в отношении рельсовых путей бывают *симметричные* (схема *I,* рис. 400) и *односторонние.*

В зависимости от направления ответвления бокового пути односторонние стрелочные переводы разделяют на *правые* (рис. 400, схема *II*) и *левые* (рис. 400, схема *III*).

Для соединения двух параллельных путей применяют *односторонние* и *двухсторонние съезды* (схемы *IV* и *V*, рис. 400).

Стрелочные переводы (рис. 401) состоят из следующих составных частей:

а) стрелки с переводным механизмом;

б) крестовины с двумя контррельсами;

в) переводной (соединительной) кривой между стрелкой и крестовиной.

Стрелка служит для направления подвижного состава на прямой или боковой путь и состоит из двух неподвижных наружных рельсов; называемых *рамными*, двух передвижных, специально

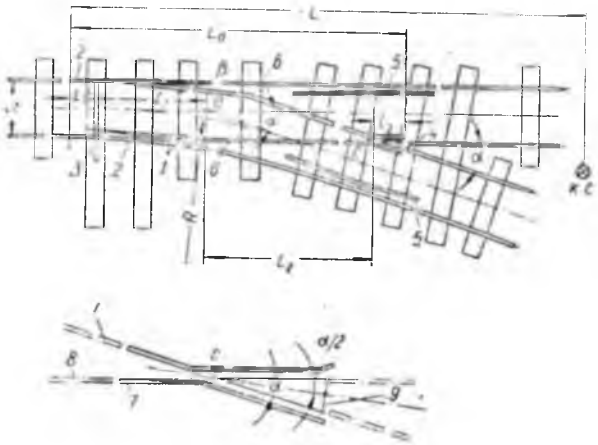


Рис. 401. Общий вид узкоколейного стрелочного перевода:

1 — перья; *2* — рамные рельсы; *3* — тяга переводного механизма; *4* — крестовина; *5* — контррельсы; *6* — переводные рельсы; *7* — усовик; *8* — горловина; *9* — сердечник

остроганных отрезков рельсов, называемых *стрелочными остряками* или *перьями*, с соединяющими их тягами и *переводного механизма.*

Остряки (перья) могут быть оба прямые или один из них, направляющий поезд по прямому пути, делают прямым, а другой для более плавного хода поезда выполняют кривым. Угол β, составляемый прямым пером с рамным рельсом, в подземных условиях принимают равным 4—6°.

Стрелки могут переводиться от руки при помощи рукоятки переводного механизма или автоматически при помощи электромагнита.

Крестовину укладывают на пересечении рельса прямого пути и рельса ответвления и служит она для пропуска колес подвижного состава по одному рельсу через другой.

Крестовина состоит из *сердечника* и двух изогнутых рельсов, называемых *усовиками* (см. рис. 401). Точку пересечения рабочих канатов сердечника называют *математическим центром крестовины.*

Стрелочные переводы характеризуются центральным углом между осями соединяемых путей, равным углу крестовины α.

Угол крестовины задается *маркой крестовины*

$$M = 2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}. \qquad (197)$$

Для электровозной откатки применяются марки крестовин $^1/_4$ и $^1/_5$, а в целях укорочения перевода также марки $^1/_2$, $^1/_3$ и $^3/_5$.

Точку O пересечения осей прямого и бокового путей называют *центром стрелочного перевода.*

Масштабный чертеж стрелочного перевода называют его *эпюрой.* При вычерчивании эпюры перевода нитка рельса показывается одной сплошной линией.

На эпюре стрелочного перевода показывают: ширину колеи $S_к$; угол крестовины α; расстояния L_1 от центра перевода до начала остряков и L_2 — до математического центра крестовины; расстояние l_2 от математического центра крестовины до ее корня (конца); расстояние l_1 от стыка рамных рельсов до начала остряков; расстояние L от рамного рельса до контрольного столбика; длину L_0 стрелочного перевода, исчисляемую от стыка рамного рельса до корня крестовины.

В исключительных случаях, при ручной откатке по одной вагонетке, допускается пересечение рельсовых путей под прямым углом; в этих случаях в местах пересечения ставят поворотные плиты или поворотные круги, а также жесткие пересечения в виде разрезных плит.

Рельсовый путь в откаточных выработках должен обеспечивать безопасное, безаварийное и спокойное движение подвижного состава при максимальной установленной для данного участка скорости. В этом отношении решающее значение имеет состояние откаточных путей, так как неудовлетворительное их состояние приводит к сходу с рельсов (забуриванию) вагонеток и электровозов.

При настилке рельсового пути в первую очередь необходимо следить за соблюдением нормальной ширины колеи, которую проверяют специальным *шаблоном*, и за профилем пути, проверку которого производят *ватерпасом.*

При больших скоростях проведения откаточных выработок необходимо, чтобы маркшейдер проверял профиль штрека не реже одного раза в месяц при помощи нивелира.

В период работы необходимо следить за содержанием путей в чистоте, так как при наличии на них грязи увеличивается сопротивление движению и быстрее изнашиваются колеса подвижного состава и рельсы. Для того чтобы грязь не скоплялась на штреках, необходимо правильно производить балластировку пути и содержать в исправности водоотливную канавку.

В настоящее время создают специальные путеочистительные машины. На каждом горизонте должны быть путеремонтные поезда, снабженные необходимым оборудованием и механизированным инструментом.

Откаточные и вентиляционные выработки, предназначенные для передвижения людей и транспортировки грузов, не должны быть загромождены крепежным лесом, породой или оборудованием.

§ 166. ШАХТНЫЕ ВАГОНЕТКИ

Применяющиеся при откатке шахтные вагонетки состоят из кузова, рамы, полускатов, тягового устройства со сцепками и буферов. Полускатом называют ось с двумя колесами и подшипниками. Для уменьшения сопротивления при движении вагонеток в последнее время применяют роликовые или (реже) шариковые подшипники.

Вес полезного ископаемого, перевозимого вагонеткой, называют *полезным весом* или *грузоподъемностью* ее. Внутренний объем кузова вагонетки называют ее *геометрической емкостью*. Собственный вес вагонетки называют ее *мертвым весом*.

Для перевозки людей и транспортировки крепежного леса применяют специальные вагонетки. Вагонетки, в которых транспортируется лес, называют *козами*.

В зависимости от конструкции кузова различают шахтные вагонетки *глухие* и *саморазгружающиеся*.

Все вагонетки должны иметь буфера, выступающие с каждой стороны кузова вагонетки не менее чем на 100 *мм*.

Емкость шахтных вагонеток может быть различной. При разработке угольных месторождений применяют глухие вагонетки стандартной емкости 1, 2 и 3 m с цилиндрическим кузовом (рис. 402, табл. 33). В последнее время намечается применение вагонеток емкостью до 5 m и более.

Необходимо помнить, что вагонетки стандартизованы не по весу, а по объему соответственно 1,1 ÷ 2,2 и 3,3 $м^3$ (1; 2 и 3 m) применительно к объемному весу угля в насыпке $\gamma = 0{,}9$ $m/м^3$. При другом объемном весе материала полезная емкость вагонетки в тоннах при полной загрузке будет иной.

Таблица 33

Характеристика угольных вагонеток

Тонна вагонеток	Ширина колеи, *мм*	Максимальное тяговое усилие, *кг*	Вес вагонетки, *кг*	Объем кузова, $м^3$	Основные размеры, *мм*						
					А	*Б*	*В*	*Г*	*Д*	*Е*	*Ж*
1	600	3000	560	1,1	1190	880	2018	2210	1692	550	300
1	600	6000	620	1,1	1150	880	2018	2224	1692	550	300
2	900	6000	1120	2,2	1150	1240	2810	3015	2480	800	350
3	900	6000	1545	3,3	1300	1330	3450	3672	3042	1050	400

Для определения истинного веса вагонеток последние на шахтах систематически взвешивают. Такое взвешивание называется *контрольным* и оформляется актом.

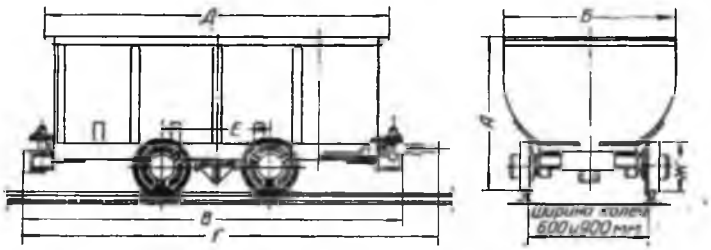


Рис. 402. Стандартная угольная вагонетка

Разгрузка вагонеток с глухим кузовом производится в *опрокидывателях круговых* (рис. 403) и *лобовых* (рис. 404). Саморазгружающиеся вагонетки с *откидной лобовой стенкой* применяют при подъеме груза по стволу шахты в особых опрокидывающихся клетях. Для откатки на поверхности применяют вагонетки с *опрокидывающимся кузовом* (рис. 405).

При разработке угольных месторождений иногда применяют саморазгружающиеся вагонетки с *откидными днищами* (рис. 406). При подходе такой вагонетки к месту разгрузки рычаг *1* поднимается специальным упором *2* и открывает днище вагонетки. Закрывание открытых днищ производится специальной наклонной плоскостью *3*, устанавливаемой на краю бункера, при дальнейшем движении вагонетки. Разгружаются вагонетки этого типа в установленных для этого пунктах во время движения состава, что значительно ускоряет и упрощает все маневры.

При разработке рудных месторождений применяют вагонетки с *опрокидным кузовом* и реже вагонетки с *откидной боковой стенкой* (рис. 407). Разгрузка таких вагонеток происходит

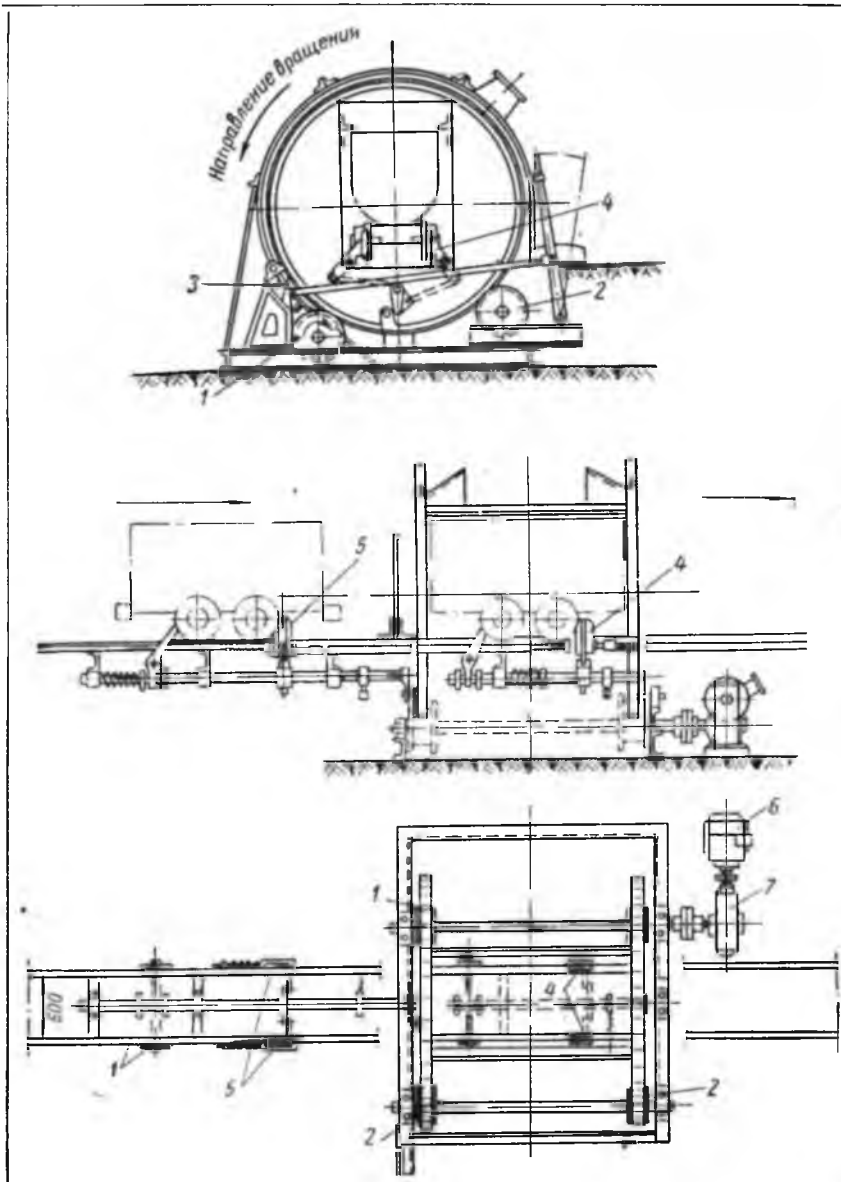


Рис. 403. Типовой круговой опрокидыватель для расцепленных вагонеток:
1 — приводные ролики; *2* — свободно сидящие ролики; *3* — тормозные колодки; *4* — стопоры в опрокидывателе; *5* — стопоры перед опрокидывателем; *6* — электродвигатель; *7* — редуктор

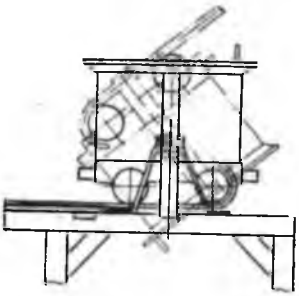


Рис. 404. Лобовой опрокидыватель

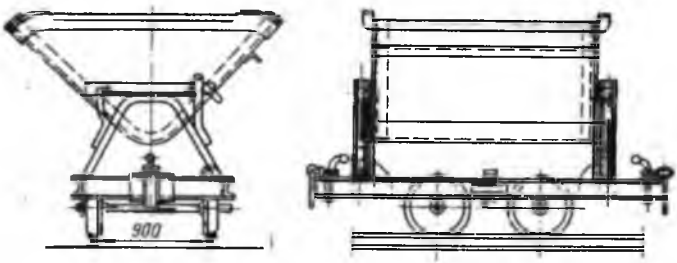


Рис. 405. Вагонетка с опрокидывающимся кузовом

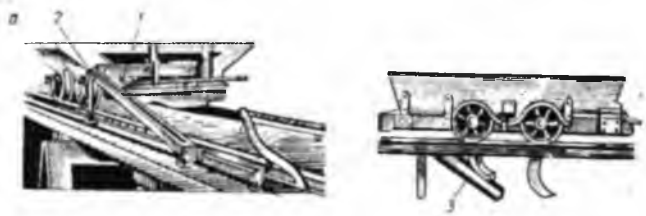


Рис. 406. Схема разгрузки вагонеток с откидными днищами

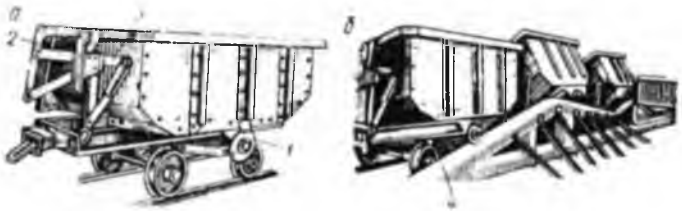


Рис. 407. Вагонетка с откидной боковой стенкой:
а — общий вид; *б* — разгрузка вагонетки

следующим образом: кузов вагона снабжается роликом *1* (рис. 407, *а* и 407, *б*), который набегает на жесткое наклонное разгрузочное устройство *4*, устанавливаемое у пункта разгрузки.

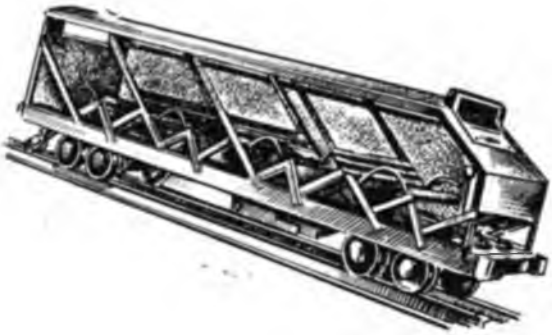


Рис. 408. Вагонетка для перевозки людей по наклонным выработкам

При этом кузов вагонетки наклоняется, одновременно рычаг *3* приподнимает боковую стенку *2* и вагонетка разгружается.

Для перевозки людей применяют специальные вагонетки с сиденьями и крышей. Для спуска и подъема людей по наклонным выработкам применяют вагонетки особой конструкции (рис. 408).

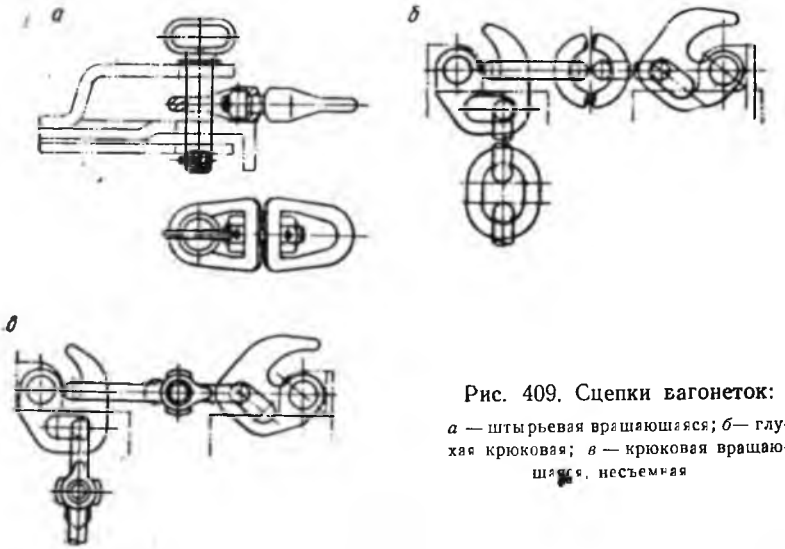


Рис. 409. Сцепки вагонеток:

а — штыревая вращающаяся; *б* — глухая крюковая; *в* — крюковая вращающаяся, несъемная

Откатку груза по рельсовым путям производят отдельными вагонетками и поездами. Число вагонеток в поезде зависит от мощности применяемых двигателей и от принятой организации

работ. Отдельные вагонетки соединяют при помощи сцепок (рис. 409). При составлении длинных поездов, а также при большегрузных вагонетках применяют сцепку, состоящую из проушины и штыря.

При откатке поездами в вагонетках с глухим кузовом и необходимости разгрузки их без расцепки применяют вращающиеся сцепки.

Вагонный парк должен всегда находиться в исправном состоянии: кузов не погнут, ширина колеи нормальная, бандажи колес целы и т. п. Для этого вагонетки должны быть пронуме-



Рис. 410. Самоходная вагонетка

рованы, занесены в специальную книгу и должны подвергаться плановому осмотру и ремонту по специальному графику.

Смазку вагонеток с роликовыми и шариковыми подшипниками производят через 90—120 дней.

Потребное число вагонеток по отдельным выработкам и по шахте в целом определяют планом расстановки вагонного парка.

На шахте должен быть в резерве запас исправных вагонеток в 10% от потребного их числа.

В США при камерных и камерно-столбовых системах разработки широко применяют так называемые самоходные вагонетки (рис. 410). Такие же вагонетки применяют на некоторых шахтах Англии и Швеции. Привод самоходных вагонеток электрический, питающийся от аккумуляторов или кабеля.

В днище вагонетки встроен скребковый конвейер, который распределяет уголь по длине вагонетки и выгружает его при разгрузке. Кузов вагонетки имеет два борта, а с торцовых сторон открыт.

Разгрузка вагонетки производится со стороны площадки водителя, а загрузка с противоположной стороны. Расчетное время разгрузки 30″. Колеса вагонетки на резиновых шинах. Перед-

ние колеса поворотные и ведомые, задние — ведущие. База вагонетки 2,5 *м* при ширине колеи 1,75 *м*. Минимальный радиус поворота 6,5 *м*.

Самоходные вагонетки применяют как при подготовительных, так и при очистных работах в случае применения погрузочных машин. Работают самоходные вагонетки по челноковой схеме. Грузоподъемность их от 3 до 10 *т*.

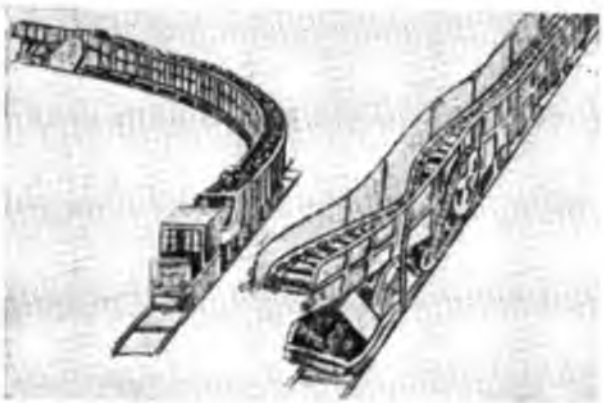


Рис. 411. Бункерный поезд.

Отечественные заводы выпускают самоходную вагонетку СКВ-15, предназначающуюся для применения при проведении штреков по углю при мощности пласта не менее 1,5 *м*.

В Западной Германии при проведении подготовительных выработок применяют *бункерные поезда* (рис. 411), которые состоят из аккумуляторного *электровоза* нормального типа, нескольких *вагонеточных секций*, в которые грузится уголь или порода, и *разгрузочной части*. Передвигается бункерный поезд по рельсовым путям. Каждая вагонеточная секция монтируется с одной стороны на одном полускате, а другой стороной опирается на соседнюю секцию. Секции соединяют шарнирно, что допускает изгиб продольной оси поезда при движении по криволинейным участкам пути. Специальное соединение бортов соседних секций между собой исключает при этом просыпание угля и породы.

В днищах секций монтируют скребковый или пластинчатый конвейер, выносная разгрузочная головка которого расположена в передней части бункера.

Вследствие отсутствия у вагонеточных секций торцовых стенок поезд представляет собой как бы вытянутый бункер. Загрузка поезда осуществляется перегружателем, стрела которого

располагается над электровозом. Погрузка породы на перегружатель осуществляется погрузочной машиной. Разгрузка бункерного поезда производится так же, как и самоходных вагонеток.

Большая емкость бункерного поезда обеспечивает длительную непрерывную работу погрузочной машины.

§ 167. ТЯГОВЫЕ РАСЧЕТЫ

Сопротивление движению вагонеток по рельсовым путям складывается из следующих элементов:

1) сопротивления трения в подшипниках;

2) сопротивления трения качения колес по рельсам;

3) добавочных сопротивлений на закруглениях и стрелочных переводах;

4) сопротивления при трогании с места.



Рис. 412. Схема испытательной горки для определения коэффициента сопротивления движению вагонеток

Сила тяги, которую двигателю необходимо развивать при равномерном движении вагонеток по горизонтальному прямолинейному пути, равна

$$W' = \omega' (G + G_0),\ кг, \qquad (198)$$

где W' — сила, тяги, *кг*;

ω' — коэффициент сопротивления, учитывающий сопротивление трения в подшипниках и колес по рельсам;

G — полезный груз вагонетки, *кг*;

G_0 — мертвый вес вагонетки, *кг*.

При движении вагонеток по наклонной плоскости следует различать движение на подъем и под уклон. В общем случае суммарный вес вагонетки с мертвым весом G_0 и полезным G при движении по наклонной плоскости под углом β (рис. 412) может быть разложен на две составляющие:

$$(G + G_0)\cos\beta \text{ и } (G + G_0)\sin\beta.$$

Первая из них, нормальная к путям, прижимая вагонетку к рельсам, вызывает силы трения в подшипниках колес и между ободами колес и рельсами, равные $\omega' (G + G_0)\cos\beta$, которые оказывают сопротивление движению независимо от его направления.

Вторая составляющая веса вагонетки, направленная параллельно путям, оказывает сопротивление лишь при движении на

подъем и способствует движению при спуске вагонетки под уклон.

Таким образом, сила тяги при движении на подъем может быть определена из выражения

$$W_1' = \omega' (G + G_0) \cos\beta + (G + G_0) \sin\beta = \\ = (G + G_0)(\omega' \cos\beta + \sin\beta), \quad (199)$$

а при движении под уклон

$$W_2' = \omega' (G + G_0) \cos\beta - (G + G_0) \sin\beta = \\ = (G + G_0)(\omega' \cos\beta - \sin\beta). \quad (200)$$

В общем случае при откатке поезда из Z вагонеток весом $G_в = G + G_0$ сила тяги должна быть равна

$$W' = ZG_в(\omega' \cos\beta \pm \sin\beta). \quad (201)$$

При малых значениях угла β $\cos\beta = 1$, $\sin\beta = \operatorname{tg}\beta = i$ и выражение (201) принимает вид

$$W' = ZG_в(\omega' \pm i). \quad (202)$$

Как указывалось выше, все главные откаточные пути настилают с уклоном равного сопротивления, величина которого может быть определена из уравнения

$$(G + G_0)(\omega' \cos\beta - \sin\beta) = G_0(\omega' \cos\beta + \sin\beta),$$

т. е.

$$\operatorname{tg}\beta = i = \frac{G\omega'}{G + 2G_0}. \quad (203)$$

При откатке электровозами в выражении (203) следует учесть также вес электровоза.

Для вагонетки с роликовыми подшипниками $\operatorname{tg}\beta = 0{,}003$—$0{,}005$; при подшипниках трения скольжения $\operatorname{tg}\beta = 0{,}008$—$0{,}009$.

Величина сопротивления движению в основном зависит от рода и состояния подшипников, рода и состояния смазки, правильности настилки и состояния путей, диаметра колес и осей и от давления на ось, причем с уменьшением последнего коэффициент сопротивления увеличивается.

Сопротивление движению, выраженное числом килограммов силы тяги, приходящихся на 1 *т* движущейся вагонетки, называется *удельным сопротивлением*. Удельное сопротивление в 1000 раз больше коэффициента сопротивления; например, если

коэффициент сопротивления $\omega = 0{,}010$, то удельное сопротивление движению равно 10 *кг/т*.

Коэффициент сопротивления может быть определен по формуле (170), но так как сила тяги W' не всегда известна, то обычно он определяется опытным путем. Для этого служат *испытательные горки* (рис. 412), состоящие из наклонного участка пути, переходящего в горизонтальный. Зная превышение h начального положения центра тяжести вагонетки над его положением на горизонтальном участке пути и длину l_1 наклонной части пути, после измерения расстояния l_2, пройденного испытываемой вагонеткой по горизонтальному пути, коэффициент сопротивления ω' может быть найден из условия равенства работ силы веса ($G_в h$) и работы, затрачиваемой на преодоление силы трения $G_в l_1 \cos\beta\omega'$ и $G_в l_2\omega'$ соответственно на наклонном и горизонтальном участках пути

$$G_в h = G_в (l_1 \cos\beta + l_2)\,\omega',$$

откуда

$$\omega' = \frac{h}{l_1 \cos\beta + l_2}, \qquad (204)$$

где β — угол наклона пути на участке l_1.

Так как угол β очень мал, то $\cos\beta$ близок к единице и им можно пренебречь. Тогда выражение (204) примет вид

$$\omega' = \frac{h}{l_1 + l_2}. \qquad (205)$$

Для стандартных шахтных вагонеток, применяемых в угольной промышленности СССР, принимают следующие средние расчетные значения ω': для однотипных вагонеток 0,008, а для двухтонных 0,007.

Для груженых вагонеток емкостью 3—5 *т* значение ω' принимают равным 0,006—0,005, для порожних 0,008—0,007.

§ 168 ЭЛЕКТРОВОЗНАЯ ОТКАТКА

Наиболее распространенным способом механизированной откатки по основным откаточным выработкам (штрекам и квершлагам) является откатка подвижными двигателями — локомотивами, в качестве которых могут применяться *воздуховозы, дизелевозы (тепловозы)* и *электровозы*.

Воздуховозом называют локомотив, приводимый в движение энергией сжатого воздуха. Воздуховозы получили распространение в Чехословакии, ФРГ и Франции.

Они оборудованы баллонами, которые заполняют сжатым воздухом под давлением 150—200 *ат* на специальных станциях в течение 3—4 мин. Одной зарядки хватает на 5—7 *км* пути (радиус действия воздуховозов).

Дизелевозы широко распространены за рубежом, особенно в Англии, Франции и Бельгии.

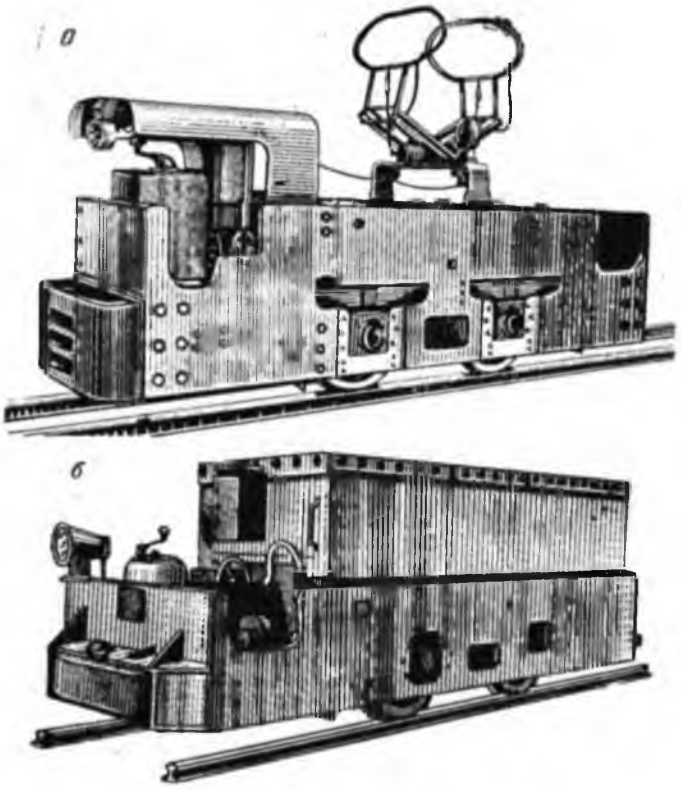


Рис. 413. Электровозы:
а — контактный; *б* — аккумуляторный

В СССР применяют лишь электровозы, являющиеся наиболее рациональным типом механических подвижных двигателей.

По способу питания электроэнергией электровозы бывают *контактные* (рис. 413, *а*) и *аккумуляторные* (рис. 413, *б*).

Контактные электровозы снабжены специальным токоприемником, который благодаря сильной пружине находится в постоянном соприкосновении с контактным проводом, подвешенным на изоляторах у кровли выработки, независимо от высоты подвески

провода и направления движения электровоза. Электроэнергия постоянного тока, питающая двигатели электровоза, с подстанции поступает по контактному проводу; в качестве обратного провода используют рельсы пути, по которому движется электровоз.

Так как при работе контактных электровозов возможно образование искр как между токоприемником и контактным проводом, так и между колесами электровоза и рельсами, то применение их запрещено в шахтах сверхкатегорных и III категории по газу, а также в шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа или с суфлярными выделениями газа. В шахтах I и II категорий по газу для откатки по главным откаточным выработкам, омываемым свежей входящей струей, применять контактные электровозы можно с разрешения главного инженера комбината (отраслевого управления совнархоза).

Аккумуляторные электровозы, получающие ток от аккумуляторной батареи, находящейся на самом электровозе, можно применять в шахтах, опасных по газу или пыли. Аккумуляторные батареи периодически заряжают в специальных зарядных камерах, которые обычно устраивают при электровозном депо в околоствольном дворе. Чтобы не было простоев в период зарядки батарей, каждый электровоз снабжают не менее чем двумя батареями, из которых одна находится на электровозе, а другая — в зарядке.

Для вспомогательных работ применяют специальные электровозы небольших размеров и веса (3—3,5 *т*), так называемые *электровозы-карлики.*

Механическая часть контактных электровозов состоит из рамы с буферами и сцепным устройством, двух полускатов, букс, рессор, зубчатой передачи, тормозного устройства, песочной системы и звонка.

Передача движения от двигателя электровоза на его колеса осуществляется при помощи зубчатой передачи из двух колес, которая для устранения загрязнения защищена кожухом с масляной ванной.

Торможение электровоза при остановках, движении под уклон и т. п. осуществляется при помощи ручного или пневматического четырехколодочного тормоза, действующего одновременно на все четыре колеса.

Основное электрическое оборудование контактных электровозов — *токоприемник, тяговые двигатели* и *реостат с контроллером.*

Для питания тяговых двигателей применяют постоянный ток напряжением не выше 600 *в*, а чаще 220—250 *в*. Получается он путем преобразования при помощи преобразователей или ртут-

ных выпрямителей поступающего в шахту трехфазного переменного тока.

Для освещения путей электровоз с торцовых сторон снабжен рефлекторными фонарями.

Для контактной сети применяют медный провод сечением не менее 50 *мм*². При механической доставке людей и при наличии отдельных выработок или отшитого отделения для передвижения людей подвеска контактного провода должна быть на высоте не менее 1,8 *м* от головки рельса; при отсутствии указанных условий для перемещения людей высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 *м*.

Подвеска контактного провода должна производиться эластично на оттяжках, причем расстояние между точками подвески не должно превышать 5 *м* на прямых участках пути и 3 *м* на кривых.

Расстояние от места укрепления контактного провода в держателе до верхняка крепежной рамы должно быть не менее 0,2 *м*.

Электрическое сопротивление рельсового пути складывается из сопротивления самих рельсов и сопротивления на стыках. Благодаря сравнительно большому сечению электропроводимость стальных рельсов бывает достаточной; в стыках же вследствие ржавчины, появляющейся под накладками и на торцах рельсов, электрическое сопротивление сильно возрастает. Поэтому требуется, чтобы рельсы в стыках имели хорошо проводящие ток соединения. Такими соединениями являются перемычки из ряда медных пластинок или из медного провода. Кроме того, не реже чем через каждые 50 *м* нитки рельсовых путей должны соединяться поперечным проводником, сопротивление которого эквивалентно сопротивлению медного проводника сечением не менее 50 *мм*². При плохо обеспеченном электрическом соединении рельсов возможны утечки тока в породу почвы. При влажных выработках сопротивление пород может оказаться небольшим, и часть тока пойдет по породам. Такие токи получили название блуждающих.

При электрическом взрывании шпуров блуждающие токи могут явиться причиной несчастных случаев вследствие преждевременного взрыва зарядов в отдельных шпурах. Поэтому в шахтах, в которых применяют электрическое взрывание, падение напряжения в рельсах, измеренное между двумя любыми точками рельсового пути, не должно превышать 2,5 *в* на 1 *км*.

Контактная сеть соединяется с положительной шиной преобразовательной подстанции при помощи одножильного питающего кабеля, а рельсовая сеть — с отрицательной шиной преобразовательной подстанции при помощи одножильного отсасывающего кабеля.

Механическое оборудование аккумуляторных электровозов отличается от основного механического оборудования контактных электровозов.

Электрическое же оборудование в основном характеризуется отсутствием токоприемника, но наличием аккумуляторной батареи, двух штепсельных устройств для соединения батареи с контроллером и счетчика ампер-часов для контроля за состоянием аккумуляторной батареи.

Аккумуляторные батареи состоят из отдельных элементов, которые соединяются последовательно и помещаются в один батарейный ящик. Работа, получаемая от аккумуляторов, характеризуется их емкостью, выражаемой в ампер-часах.

Для возможности заезда в выработки, не имеющие контактного провода, контактные электровозы могут делаться контактно-кабельными, у которых под токоприемником вертикально устанавливается двигатель кабельного барабана. Разматывание и наматывание кабеля на барабан производится на ходу электровоза. Питание электровоза энергией возможно или через кабельный барабан или через токоприемник, но не одновременно.

Для стоянки, осмотра и текущего ремонта шахтных электровозов в районе околоствольного двора устраивают подземные гаражи, а для зарядки аккумуляторных батарей — зарядные камеры. Каждый гараж и зарядная камера должны иметь две соединительные выработки, из которых одна служит для въезда электровоза в гараж, а другая — для выезда.

Зарядные камеры оборудуют зарядными столами, на которых производят зарядку батарей. Число столов должно быть равно числу обслуживаемых батарей, не считая находящихся на электровозах, плюс один стол на каждые пять электровозов для перекатывания батарей при их смене. Кроме того, в зарядной камере предусматриваются один-два стола, на которых находятся батареи во время их ремонта.

Основными задачами расчета электровозной откатки являются определение веса состава поезда, числа вагонеток в составе, длительности рейса, числа рейсов электровоза в смену, числа необходимых электровозов и расхода энергии. Кроме того, производится проверка выбранного состава на торможение и мощность двигателя.

Движение электровоза по рельсам основано на том, что при вращении двигателем его скатов между бандажом колес и рельсами возникает трение. Необходимая для движения сила трения может возникать лишь при достаточном весе электровоза, обеспечивающем соответствующее прижатие ведущих колес его к рельсам. Вес электровоза, приходящийся на ведущие оси, называется его сцепным весом. У шахтных электровозов ведущими

являются обе оси, поэтому сцепной вес равен полному весу электровоза.

Сила сцепления колес с рельсами зависит от силы прижатия ведущих колес к рельсам и от *коэффициента сцепления* (трения) между колесами и рельсами, т. е.

$$T_c \leqslant 1000\psi P \ кг, \tag{206}$$

где T_c — сила сцепления, которую может развить электровоз;
P — сцепной вес электровоза, $т$;
ψ — коэффициент сцепления, зависящий от состояния рельсового пути и от материала колес и рельсов; для сухих стальных рельсов и колес $\psi = 0{,}20 - 0{,}25$; для мокрых $\psi = 0{,}15$ и для посыпанных песком до 0,3—0,35.

Число вагонеток в составе определяется из условий нормальной загрузки двигателей, т. е. из условия нагрева двигателей, и исходя из сцепного веса электровоза.

При упрощенных расчетах принимают, что сила тяги в период равномерного движения груженого $F_{гр}$ и порожнякового $F_{пор}$ составов примерно равна длительной силе тяги $F_{дл}$ электровоза, обеспечивающей нормальную, без перегрева, работу двигателя, т. е. $F_{гр} = F_{пор} = F_{дл}$. Исходя из этого, при заданном весе электровоза определяют допустимые веса груженого и порожнякового составов из выражений:

$$Q_{гр} = \frac{F_{дл}}{\omega - i}; \tag{207}$$

$$Q_{пор} = \frac{F_{дл}}{\omega + i}. \tag{208}$$

Зная $Q_{гр}$ и $Q_{пор}$, легко определить число n груженых и порожних вагонеток в составе

$$n_{гр} = \frac{Q_{гр}}{G + G_0} \text{ и } n_{пор} = \frac{Q_{пор}}{G_0}, \tag{209}$$

где $Q_{гр}$ — полезный вес вагонеток;
$Q_{пор}$ — мертвый вес вагонеток.

Из полученных значений $n_{гр}$ и $n_{пор}$ принимаем среднее или меньшее.

Определение допустимого веса поезда по сцепному весу электровоза производится по наиболее трудному случаю — троганию груженого поезда на подъем, имеющему место при маневрах, когда электровоз должен преодолеть статическое сопротивление

$W_{ст}$ (силы трения и сопротивление продольной составляющей веса поезда) и силы инерции поезда $W_а$

$$F = W_{ст} + W_а = (P + Q_{гр})(\omega + i + 110a), \qquad (210)$$

где P — вес электровоза;

a — ускорение движения.

Для устранения буксования колес электровоза необходимо соблюдение условия

$$T_с \geqslant F,$$

т. е., подставляя значение $T_с$ и F из выражения (206) и (210), находим

$$1000\psi P \geqslant (P + Q_{гр})(\omega + i + 110a),$$

откуда определяем максимальный вес груженого поезда, исходя из сцепного веса электровоза

$$P + Q_{гр} \leqslant \frac{1000\psi P}{\omega + i + 110a}. \qquad (211)$$

Зная $Q_{гр}$, из выражения (209) можно определить $n_{гр}$ — число груженых вагонеток в составе. Сравнивая число вагонеток, полученное из выражения для определения предельного веса состава по *нагреву двигателя* (207) и из выражения для определения предельного состава по сцепному весу (211), принимают меньшее из полученных значений.

Продолжительность одного рейса электровоза $T_р$ складывается из продолжительности его движения с грузом и порожняком $T_{дв}$ и времени, затрачиваемого на маневры в конечных пунктах t_0' и t_0'':

$$T_р = T_{дв} + t_0' + t_0''. \qquad (212)$$

Время на маневры в конечных пунктах определяется в соответствии с принятой организацией откатки, а продолжительность движения — из формулы

$$T_{дв} = \frac{2L}{60v_{ср}}, \qquad (213)$$

где L — расстояние откатки, *м*;

$v_{ср}$ — средняя скорость откатки, которая для упрощения расчетов на всем пути движения принимается постоянной и на 10—20% меньшей скорости v, соответствующей силе тяги в период установившегося движения т. е. $v_{ср} = (0{,}8—0{,}9)\,v$ (*м/сек*).

Число рейсов электровоза за T час. его работы в смену

$$m = \frac{60T}{T_р}. \quad (214)$$

Сменная производительность электровоза при числе вагонеток в составе n и полезном весе каждой из них G равна

$$a_{см} = Gnm, \ т \quad (215)$$

или при длине откатки L

$$a'_{см} = \frac{GnmL}{1000}, \ ткм.$$

При сменной производительности участка A и коэффициенте неравномерности k число электровозов n_1 равно

$$n_1 = \frac{kA}{a_{см}}. \quad (216)$$

При определении общего числа электровозов в шахте на каждые 5 рабочих электровозов принимают один резервный.

Для увязки работы отдельных электровозов между собой, сводящей к минимуму их простои, и для обеспечения бесперебойной работы подъема путем равномерной подачи в околоствольный двор груза по часам в течение всей смены, а также для своевременной подачи составов под погрузку необходима работа электровозной откатки по четко составленному графику.

Для составления графика движения поездов необходимы следующие данные: расстояние между конечными пунктами откатки для всех отдельных участков шахты, число работающих электровозов, продолжительность движения груженых и порожних поездов и продолжительность маневров в каждом из конечных пунктов. На рис. 414 представлен график работы двух электровозов в течение 3 час. (для сокращения размера графика). По горизонтальной оси, вправо и влево от средней вертикальной линии, соответствующей оси ствола шахты, отложены в масштабе расстояния откатки, а по вертикальной оси (сверху вниз) — время в часах и минутах.

Точки A и A' соответствуют времени начала работы электровозов; точки $Б$ и $Б'$ — времени прибытия электровозов к месту погрузки; точки B и B' — времени окончания маневров у мест погрузки; точки $Г$ и $Г'$ — времени возвращения электровоза в околоствольный двор и точки $Д$ и $Д'$ — времени окончания маневров в околоствольном дворе, т. е. началу следующего рейса.

Соответственно отрезки $АБ$ и $ВГ$ определяют продолжительность движения электровоза с грузом и порожняком, а $БВ$ и $ГД$ — продолжительность маневров у конечных пунктов.

Аналогично могут быть построены графики для любого числа электровозов.

Наиболее благоприятные для откатки условия создаются тогда, когда в каждый данный момент в околоствольном дворе в процессе работы находится только один электровоз. При большом количестве электровозов это условие не всегда удается выполнить.

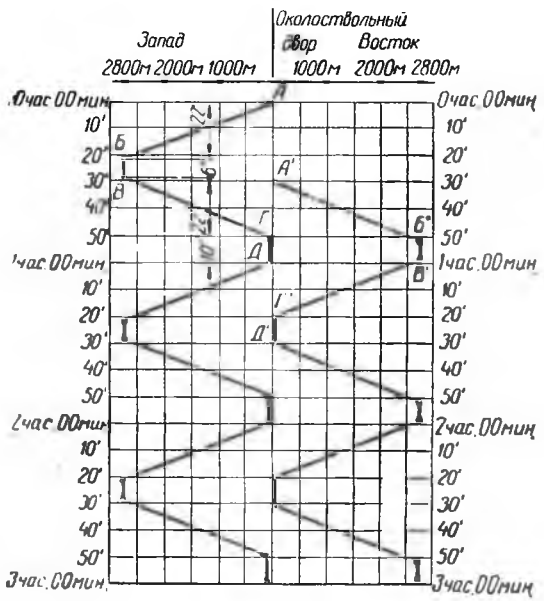


Рис. 414. График движения двух электровозов

Для устранения простоев электровозов пути в конечных пунктах и стрелочные переводы следует располагать так, чтобы обмен составов мог быть произведен в кратчайший срок.

Для сокращения времени на маневры составы должны быть сформированы таким образом, чтобы вагонетки с породой или лесом находились в голове или хвосте поезда, но не вперемежку с вагонетками, груженными полезным ископаемым.

Сцепка и расцепка вагонов должны выполняться специальными сцепщиками, работа которых организуется таким образом, чтобы к моменту прибытия электровоза состав для него был уже сцеплен и готов к отправке.

На основании общего графика работы откатки составляют оперативный график для каждого электровоза, который маши-

нист электровоза должен иметь в руках и обязан выполнить. Выполнение графика проверяет диспетчер.

Для каждого электровоза должны быть составлены паспорт и график планово-предупредительного ремонта.

§ 169. КАНАТНАЯ ОТКАТКА ПО ГОРИЗОНТАЛЬНЫМ ПУТЯМ

При канатной откатке вагонетки движутся по рельсовым путям при помощи каната, приводимого в движение лебедкой. Канатная откатка может осуществляться *концевым канатом, головным и хвостовым канатом и бесконечным канатом.*

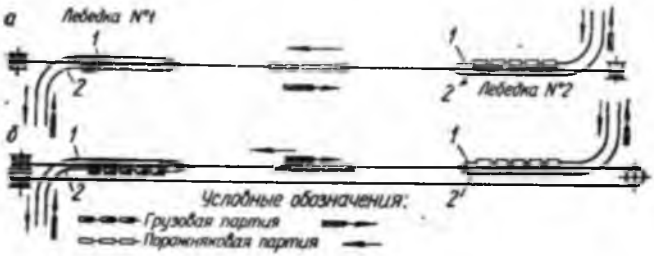


Рис. 415. Схема откатки головным и хвостовым канатом:

а — откатка двумя однобарабанными лебедками; *б* — откатка одной двухбарабанной лебедкой; *1* — порожняковый путь; 2 — грузовой путь

Откатку концевым канатом по горизонтальным путям применяют редко — при небольших расстояниях и для вспомогательных целей, так как в этом случае механизируется только подтягивание вагонеток к определенному пункту погрузки или разгрузки, а растягивание каната при холостом ходе лебедки осуществляется вручную.

Откатка по горизонтальным путям может производиться двумя однобарабанными лебедками (рис. 415, *а*) и одной двухбарабанной (рис. 415, *б*).

Откатку обычно производят составами. При двух лебедках канат одной из них присоединяют к передней вагонетке состава, а канат второй — к задней.

При попеременном включении лебедок состав движется в направлении включенной лебедки и тянет за собой канат второй лебедки.

Канат, подтягивающий груженый состав, носит название *головного,* второй канат — *хвостового.*

В конечных пунктах откатки, где происходит перецепка канатов от прибывшего состава к отправляемому, настилают два пути: для груза и порожняка; по остальной части откаточной выработки — один путь.

В случае применения одной двухбарабанной лебедки канат одного из барабанов протягивают между рельсами и присоединяют к передней вагонетке, а канат второго барабана проходит по роликам, установленным вдоль бока выработки, огибает концевой шкив, направляется обратно, между рельсами и прицепляется к задней вагонетке состава. При включении лебедки канат наматывается на один барабан и сматывается с другого.

Более распространенным способом является откатка двумя однобарабанными лебедками.

Часовая производительность Q откатки головным и хвостовым канатом при n вагонетках в составе может быть определена из формулы

$$Q_ч = \frac{3600nG}{1000T_р} = \frac{3{,}6nG}{T_р}, \; т, \qquad (217)$$

где $T_р = \frac{2L}{v_{ср}} + t_0$ — время одного оборота состава, сек.;

G — полезный вес вагонетки, *кг*;

L — расстояние откатки, *м*;

$v_{ср}$ — средняя скорость откатки по промежуточным штрекам, равная 1—1,25 *м/сек*; максимальная по ПТЭ — 1,5 *м/сек*;

t_0 — продолжительность пауз в конечных пунктах, зависящая от организации откатки; при разновременной откатке и погрузке в продолжительность паузы должно быть включено время на загрузку состава.

Если задана часовая производительность откатки, то необходимое число вагонеток n в составе может быть определено из выражения

$$n = \frac{Q_ч T_р}{3{,}6G}. \qquad (218)$$

Мощность двигателя определяется по большему из тяговых усилий $W_{гр}$ и $W_{пор}$

$$N = \frac{Wv}{102\eta}, \; квт. \qquad (219)$$

Сила тяги $W_{гр}$ при передвижении груженого состава под уклон

$$W_{гр} = k\,[h\,(G + G_0)\,(\omega' - i) + pL_к\omega_к]. \qquad (220)$$

Сила тяги $W_{пор}$ при откатке порожней партии на подъем

$$W_{пор} = k\,[nG_0\,(\omega' + i) + pL_к\omega_к], \qquad (221)$$

где $k = 1{,}25 - 1{,}6$ — коэффициент, учитывающий сопротивление сматыванию хвостового каната с барабана лебедки и повышенные сопротивления движению вагонеток по криволинейным и неточно уложенным путям;

p — вес погонного метра каната, *кг/м*;

$L_к$ — длина каната, *м*;

$\omega_к$ — коэффициент сопротивления движению каната по роликам, в среднем равный 0,30.

Для концевой откатки по условиям износа диаметр канатов принимают не меньше 11 *мм*, а по условиям прочности диаметр канатов больше 13 *мм* не требуется.

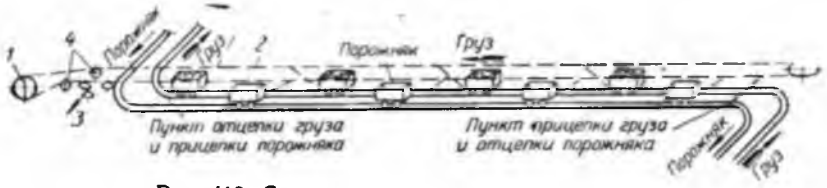


Рис. 416. Схема откатки бесконечным канатом

Поэтому для рассматриваемого вида откатки канаты обычно принимают весом 0,5—0,6 *кг/м* и на прочность не рассчитывают.

Откатку головным и хвостовым канатам целесообразно применять при волнистой почве, когда не может быть применена электровозная откатка, но при отсутствии значительных искривлений штрека. Конечное расстояние этого вида откатки при производительности до 30 *т/ч* — 300 *м*, а при производительности до 20 *т/ч* — 500 *м*.

Откатка бесконечным канатом, как правило, производится отдельными вагонетками, прицепляемыми (и отцепляемыми) на ходу к непрерывно движущемуся канату, преимущественно по двухпутевым выработкам, причем один путь является грузовым, другой — порожняковым.

Установка откатки бесконечным канатом состоит из лебедки с приводным шкивом *1* (рис. 416), бесконечного каната *2*, натяжного устройства *3*, направляющих шкивов *4*, поддерживающих и направляющих роликов для каната и прицепных устройств различной конструкции для прицепки вагонеток к канату.

Откатку можно производить верхним канатом, располагающимся над вагонетками, и нижним канатом, находящимся под

вагонетками. В СССР преимущественно применяют откатку верхним канатом со скоростью 0,75—1,0 *м/сек*.

Тяговое усилие при откатке бесконечным канатом передается трением. Величина передаваемого тягового усилия зависит от силы прижатия каната к ведущему шкиву, от угла α обхвата последнего канатом, от коэффициента трения между ободом шкива и канатом и от конструкции желоба шкива.

Условие отсутствия скольжения каната по ведущему шкиву выражается формулой (187).

Для повышения коэффициента трения чугунный желоб ведущего шкива футеруют легко сменяемыми шашками из твердого дерева.

Наиболее простым для бесконечной откатки является привод с одним ведущим шкивом и углом обхвата каната $\alpha = \pi = 180°$. Но такие установки требуют сильного натяжения каната, что вызывает увеличение его диаметра и некоторых частей лебедки.

Этот недостаток устраняется при применении лебедок с многообхватными шкивами, имеющими широкий обод специального профиля, и с многожелобчатыми шкивами.

Многообхватные шкивы применяют при лебедках небольшой мощности. Канат обхватывает желоб 1,5—2,5 раза, что обеспечивает передачу сравнительно значительных тяговых усилий.

Натяжные устройства, действующие автоматически или от руки, применяют для увеличения прижатия каната к желобу ведущего шкива, предохранения каната от внезапных и чрезмерных нагрузок и для натяжения каната, вытягивающегося в процессе работы.

Натяжение каната производится с силой 200—300 *кг*.

Максимальная часовая производительность откатки бесконечным канатом $\frac{3600}{t}$ зависит от времени t прицепки вагонеток к канату в месте их отправления. Минимальный промежуток времени между прицепкой вагонеток к канату составляет по ПТЭ 25 сек. при подаче вагонеток к пункту прицепки самокатом или механическим способом и 40 сек. в остальных случаях.

Производительность откатки при полезном весе вагонетки G равна

$$Q = \frac{3600}{t} \frac{G}{1000} = \frac{3{,}6G}{t} \; т/ч. \qquad (222)$$

При заданной часовой производительности Q откатки промежуток времени t между поступлением вагонеток в место назначения равен

$$t = \frac{3{,}6G}{Q}. \qquad (223)$$

Расстояние l_0 между вагонетками

$$l_0 = vt, \tag{224}$$

где v — скорость откатки, равная 0,75—1 *м/сек*, реже—0,5 *м/сек*.

По условиям безопасности работы обслуживающего персонала расстояние между отдельными вагонетками не должно быть меньше 15 *м*.

Число вагонеток на каждой ветви каната длиной L

$$n = \frac{L}{l_0}. \tag{225}$$

Общая нагрузка на обе ветви каната равна

$$W_0 = [n(2G_0 + G) + 2Lp](\omega' + i), \tag{226}$$

где n — число вагонеток;
G — полезный груз вагонетки;
G_0 — вес вагонетки, *кг*;
L — длина откатки, *м*;
p — вес 1 *м* каната, *кг*.

Необходимая мощность двигателя

$$N = \frac{W_0 v}{102\eta} \; k, \; квт, \tag{227}$$

где v — скорость откатки, *м/сек*;
k — коэффициент, учитывающий работу трения направляющих роликов и шкивов; обычно $k = 1{,}2$;
η — к. п. д. привода, равный 0,65—0,80.

К недостаткам откатки бесконечным канатом следует отнести необходимость проведения двухпутевых выработок, большее число обслуживающего персонала, чем при концевом канате, сравнительно тяжелый труд прицепщиков и отцепщиков вагонов и невозможность использования ее для доставки людей.

§ 170. ОТКАТКА ПО БРЕМСБЕРГАМ И УКЛОНАМ

Способ транспортировки по бремсбергам выбирают в зависимости от принятого способа транспортировки по промежуточным штрекам: при откатке по промежуточным штрекам в вагонетках — по бремсбергам применяют канатную откатку, при доставке по промежуточным штрекам конвейером — на бремсбергах также устанавливают конвейеры. При оборудовании бремсбергов конвейерами чаще всего применяют ленточные конвейеры, причем для доставки материалов рядом с ними или в

параллельной выработке настилают рельсовый путь, а на горизонте верхнего штрека устанавливают однобарабанную лебедку.

Откатка по наклонным выработкам может быть осуществлена одноконцевым, двухконцевым и бесконечным канатом.

При обслуживании нескольких горизонтов лучше применять откатку одноконцевым канатом.

При работе одноконцевым канатом лебедку устанавливают в камере за верхним штреком. Груз спускается при выключен-

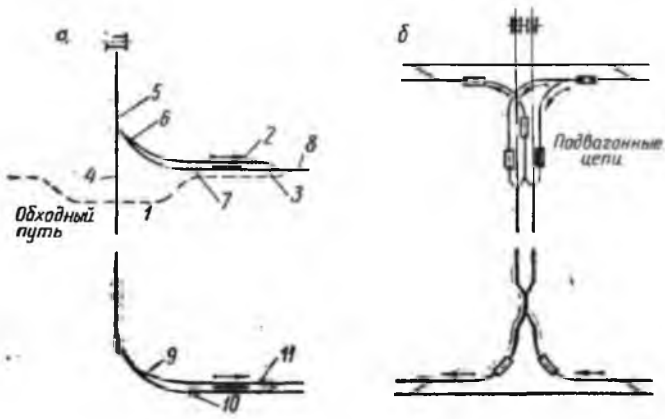


Рис. 417. Схема концевой канатной откатки по наклонным выработкам:

а — одноконцевой; *б* — двухконцевой

ном двигателе на тормозе (обычно применяют электрическое генераторное торможение) составами из нескольких вагонеток; бремсберг можно проводить однопутевым, сопряженным с верхним и нижним штреками при помощи закруглений — *заездов* (рис. 417).

Груженая партия, поступающая с правого крыла непосредственно, а с левого — по обходной выработке *1*, устанавливается электровозом на подвагонную цепь *2*. После этого электровоз переходит на порожняковый путь *3*, прицепляется к порожнему составу и уходит на соответствующее крыло.

Поднимающийся при помощи лебедки по бремсбергу *4* состав порожняка переходит стрелку *5* и останавливается, после чего спускается на канате под действием силы тяжести по закруглению *6* и останавливается на подвагонной цепи *7* порожнякового пути верхней приемной площадки. После этого канат отцепляют от порожнего состава и прицепляют к передней вагонетке стоящего рядом на подвагонной цепи *2* груженого состава. Поступивший с бремсберга состав порожняка проталкивают подвагон-

ной цепью дальше по штреку *8*, где формируют составы для отправки к местам погрузки.

Груженый состав подают подвагонной цепью *2* каждый раз на длину, соответствующую длине состава, спускаемого по бремсбергу.

Груженый состав, спускающийся по бремсбергу, проходит через автоматическую стрелку *9* и устанавливается на подвагонной цепи *10* грузового пути главного штрека. Канат отцепляют от груженого состава и прицепляют к стоящему рядом на подвагонной цепи *11* порожняку.

Состав порожняка подвагонной цепью *11* проталкивают каждый раз на длину состава, поднимаемого по бремсбергу.

Подвагонная цепь *10* проталкивает прибывающий по бремсбергу груз по штреку к пункту, где производится составление электровозного состава.

Электровоз, привезя состав порожняка, устанавливает его на подвагонную цепь *11*, переходит на грузовой путь, прицепляется к груженому составу и уходит к стволу.

Часовая производительность при одноконцевом канате и число вагонеток в составе могут быть определены по тем же формулам (217) и (218), что и для откатки по горизонтальным путям.

Число вагонеток в составе по условиям удобства работы на приемных площадках не должно превышать 15 при емкости вагонеток до 1 *м* и 10 при вагонетках большей емкости. Кроме того, число вагонеток в составе должно быть проверено по усилию на сцепку вагонетки, которое не должно превышать 3000 или 6000 *кг* в зависимости от конструкции сцепки и может быть определено по формуле

$$P_{сц} = n(G + G_0)(\omega' \cos\beta + \sin\beta),\ кг. \qquad (228)$$

По условиям организации работ число вагонеток в составе бремсберговой или уклонной откаточной установки целесообразно увязывать с числом вагонеток в составах, откатываемых по примыкающей горизонтальной выработке, которое должно быть кратным числу вагонеток в составе наклонной выработки.

Продолжительность одного цикла движения по бремсбергу или уклону при откатке одноконцевым канатом определяется по формуле

$$T_р = \frac{2L}{v_{ср}} + \frac{4l_{кр}}{v_{кр}} + t_0, \qquad (229)$$

где L — длина рабочего хода по бремсбергу, *м*;

$l_{кр} = 30 - 50$ *м* — длина маневрового хода состава по одному заезду, *м*;

$$v_{ср} = (0{,}8 \div 0{,}9)\, v,\ м/сек;$$

v — нормальная скорость каната, *м/сек*;

$v_{кр} = 0{,}5v$, *м/сек* — скорость движения каната по закруглениям; должна быть не больше 1,5 *м/сек*;

$t_0 = 70 - 120$ — суммарная продолжительность пауз в конечных пунктах, сек.

Продолжительность рейса при откатке без заездов

$$T_р = \frac{2L}{v_{ср}} + t_0, \tag{230}$$

а при откатке двухконцевым канатом

$$T_р = \frac{L}{v_{ср}} + t_0. \tag{231}$$

Расчет каната ведется по наибольшему его натяжению, что соответствует вытягиванию груженого состава со штрека по заезду на бремсберг, и складывается из усилий, необходимых для передвижения состава W' и каната $W_к$:

$$S_{макс} = W' + W_к = n(G + G_0)(\omega' \cos\beta + \sin\beta) + pL_к(\omega_к \cos\beta + \sin\beta), \tag{232}$$

где $\omega_к = 0{,}3$ — сопротивление движению каната; остальные обозначения букв прежние.

Расчет каната ведется обычным способом. По найденному диаметру каната d определяют диаметр барабана лебедки

$$D = (60 \div 80)\, d. \tag{233}$$

Мощность лебедки при откатке одноконцевым канатом может быть определена по формуле

$$N = \frac{kS_i v}{102\eta}, \ квт, \tag{234}$$

где $k = 1{,}15 - 1{,}20$ — коэффициент, учитывающий повышение сопротивления в период пуска;

$\eta = 0{,}7 - 0{,}8$ — к. п. д. лебедки;

$S_i = S_{гр}$ — для уклона и $S_i = S_{пор}$ для бремсберга, причем $S_{гр} = S_{макс}$ из выражения (232), а

$$S_{пор} = nG_0(\omega' \cos\beta + \sin\beta) + pL_к(\omega_к \cos\beta + \sin\beta), \ кг. \tag{235}$$

Мощность генератора при спуске по бремсбергу груженого состава с применением электрического торможения

$$N_{гр} = \frac{S_{гр} v' \eta_м}{102}, \ квт, \tag{236}$$

где

$$v' = 1{,}05v, \ м/сек$$

и

$$S'_{гр} = n(G + G_0)(\sin\beta - \omega' \cos\beta) + \\ + pL_к(\sin\beta - \omega_к \cos\beta), \ кг. \quad (237)$$

Двигатель лебедки выбирают по большей из мощностей, полученных по формулам (234) и (236).

При откатке по уклону двухконцевым канатом мертвый вес груженых вагонеток уравновешивается весом спускающихся порожних, и усилие на окружности барабана, которое должен преодолеть двигатель, равно разности натяжений грузовой ветви каната $S_{гр}$ и порожняковой $S_{пор}$

$$W_0 = S_{гр} - S_{пор}, \ кг. \quad (238)$$

Усилие $S_{гр}$ определяется из выражения (232), а усилие $S_{пор}$

$$S_{пор} = nG_0(\sin\beta - \omega' \cos\beta), \ кг. \quad (239)$$

Мощность двигателя для двухконцевой откатки по уклону

$$N = \frac{k W_0 v}{102\eta_м}, \ квт. \quad (240)$$

Схема откатки по бремсбергу и уклону бесконечным канатом почти ничем не отличается от таковой при откатке по горизонтальным путям.

Лебедку при подъеме по уклону устанавливают в камере выше откаточного штрека; в случае подъема по наклонному стволу — в специальном здании на поверхности, а при откатке по бремсбергу можно устанавливать внизу или вверху его.

Так же, как и при откатке по горизонтальным путям, скорость движения каната находится в пределах 0,5—1,0 *м/сек*.

Часовая производительность Q бремсберга (уклона), расстояние l_0 между вагонетками и число n вагонеток, одновременно находящихся на одной ветви каната, определяют по тем же формулам, что и для откатки бесконечным канатом по горизонтальным путям (222), (224) и (225).

Наибольшее натяжение бесконечного каната по бремсбергу складывается из натяжения, создаваемого спускающимися груженными вагонетками $S'_{гр}$, и натяжения, создаваемого натяжным устройством, — $S_0 = 200$—300 *кг;* при откатке по уклону — из натяжения при подъеме груженых вагонеток $S_{гр}$ и того же, что при бремсберге, натяжения S_0.

$S'_{гр}$ и $S_{гр}$ по аналогии с концевой откаткой, принимая $\omega' = \omega_к$ и $L_к = nl_0$, соответственно примут вид

$$S'_{гр} = n(G + G_0 + pl_0)(\sin\beta - \omega'\cos\beta), \ кг; \qquad (241)$$

$$S_{гр} = kn(G + G_0 + pl_0)(\sin\beta + \omega'\cos\beta), \ кг. \qquad (242)$$

В выражение $S_{гр}$ (242) введен коэффициент $k = 1{,}1—1{,}2$, учитывающий непредусмотренные сопротивления.

Входящий в выражения (241) и (242) вес погонного метра каната предварительно может быть определен по усилию из формулы

$$S = kn(G + G_0)(\omega'\cos\beta + \sin\beta) + S_0, \ кг. \qquad (243)$$

Мощность генератора (двигателя лебедки) при откатке бесконечным канатом по бремсбергу определяется по формуле

$$N = \frac{W'_0 v \eta_1}{102}, \ квт, \qquad (244)$$

где

$$W'_0 = S'_{гр} - S_{пор}; \qquad (245)$$

$S'_{гр}$ определяется по формуле (241), а $S_{пор}$ из выражения

$$S_{пор} = kn(G_0 + pl_0)(\sin\beta + \omega'\cos\beta), \ кг. \qquad (246)$$

Аналогично мощность двигателя при откатке бесконечным канатом по уклону определяется по формуле (240), но значения $S'_{гр}$ и $S_{пор}$ в формуле (245) другие: $S'_{гр}$ определяется по формуле (241), а

$$S_{пор} = \frac{1}{k} n(G_0 + pl_0)(\sin\beta - \omega'\cos\beta), \ кг. \qquad (247)$$

Коэффициент k входит в знаменатель, потому что величина натяжения спускающейся вниз ветви каната вследствие наличия учитываемых этим коэффициентом сопротивлений уменьшается.

Откатку по наклонным выработкам одним концевым канатом применяют при углах падения выше 5° и при производительности, которая обеспечивается величиной состава, не превышающей допустимую по прочности сцепки (228), и допустимой скоростью не более 3,5 *м/сек* по этажным и 5 *м/сек* по капитальным наклонным выработкам.

Откатку двумя концевыми канатами применяют по наклонным стволам шахт и капитальным уклонам при больших производительностях и больших длинах откатки с соблюдением

указанных для предыдущего случая условий и преимущественно при работе с одного горизонта.

Откатку по наклонным выработкам бесконечным канатом применяют при большой производительности, значительной длине и главным образом при малых углах наклона. При вагонетках емкостью не свыше 1 *т* применение откатки бесконечным канатом допускается при углах наклона до 30°, а при вагонетках емкостью свыше 1 *т* — при углах наклона до 12°.

При откатке в вагонетках вверху и внизу наклонных выработок устраивают верхние и нижние приемные площадки (см. рис. 417); если откатка производится с нескольких горизонтов, кроме того, устраивают промежуточные приемные площадки.

Схема приемных площадок и их оборудование зависят от способа откатки по наклонной выработке.

В настоящее время при углах наклона более 15° применяют скиповые подъемники с автоматизацией погрузочных и разгрузочных операций, а при углах наклона до 15° — ленточные конвейеры.

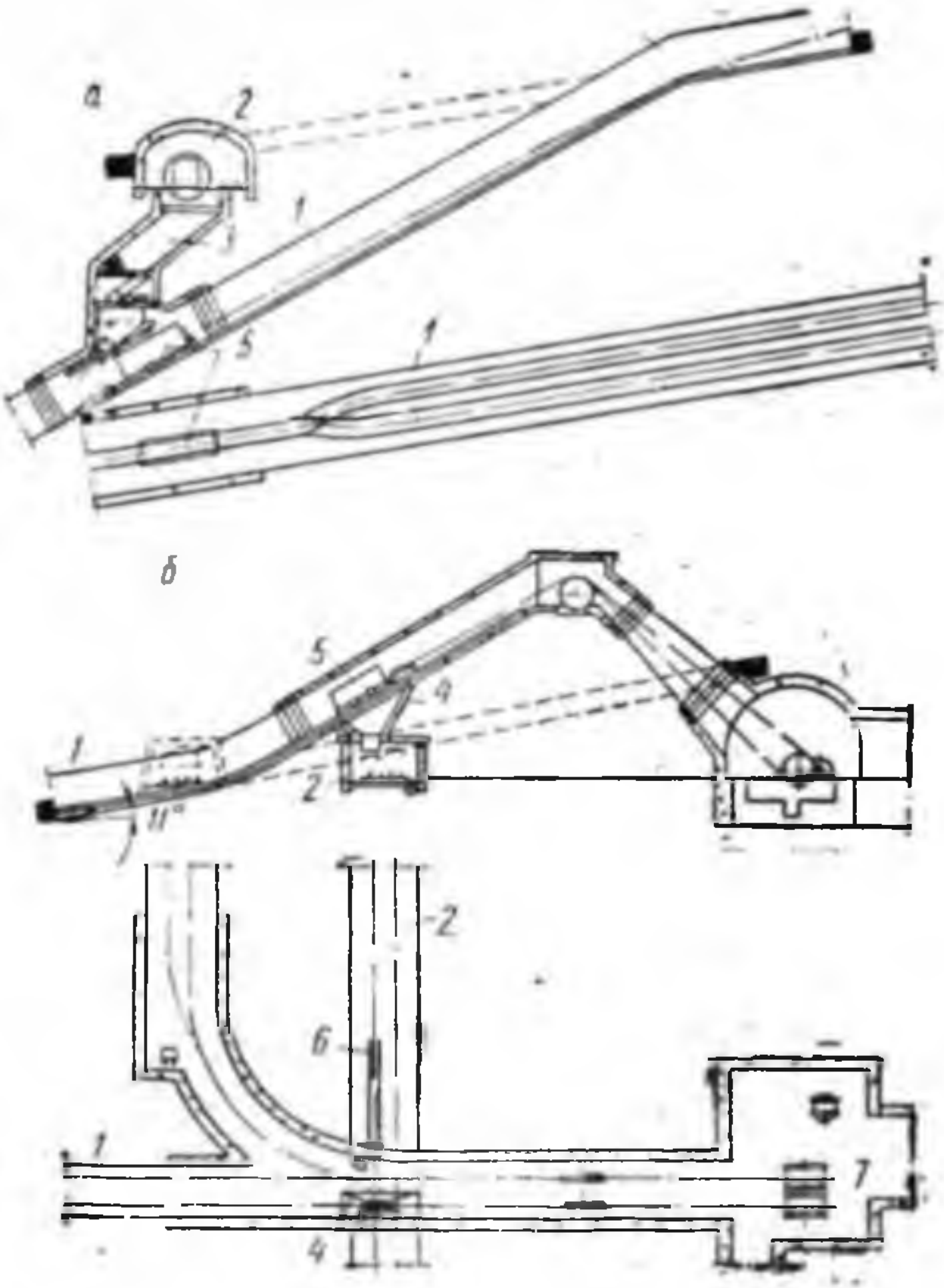
При скиповом подъеме для удобства их загрузки уклон (или бремсберг) у штрека, в котором установлен опрокидыватель для разгрузки вагонеток, заглубляется в почву пласта настолько, чтобы можно было устроить бункер (рис. 418, *а*). У верхнего штрека при уклоне (и у нижнего при бремсберге) уклон (или бремсберг) поднимается в кровлю пласта настолько, насколько это нужно для образования разгрузочного бункера (рис. 418, *б*).

Для предупреждения скатывания вагонеток, не прицепленных к канату, в наклонную выработку существует довольно много приспособлений различной конструкции. При откатке концевым канатом простейшими из них являются барьеры, устраиваемые по типу железнодорожных шлагбаумов, и «собачки», представляющие собой железную скобу, которая накидывается на рельс, пока вагонетки не прицеплены к канату.

Движущиеся вниз по наклонной выработке составы должны быть снабжены у прицепного устройства предохранительными вилками (кошками), которые при движении состава удерживаются на канате, а при обрыве его падают и, зацепившись за шпалы, задерживают состав. При движении состава вверх к последней вагонетке должна быть подвешена упорная вилка («коза»), которая тянется по шпалам, а при обрыве каната упирается в них и тоже задерживает состав.

При откатке бесконечным канатом для улавливания оборвавшихся во время движения вагонеток применяют ловители, среди которых различают ловители для вагонеток, идущих вниз (рис. 419, *а*), и для вагонеток, идущих вверх (рис. 419, *б*).

У ловителя, предназначенного для удержания в случае срыва с каната вагонеток, движущихся вверх, рычаг отжимается осью


а
2
1
3
5
1
б
5
4
1
2
11°
2
6
1
7
4

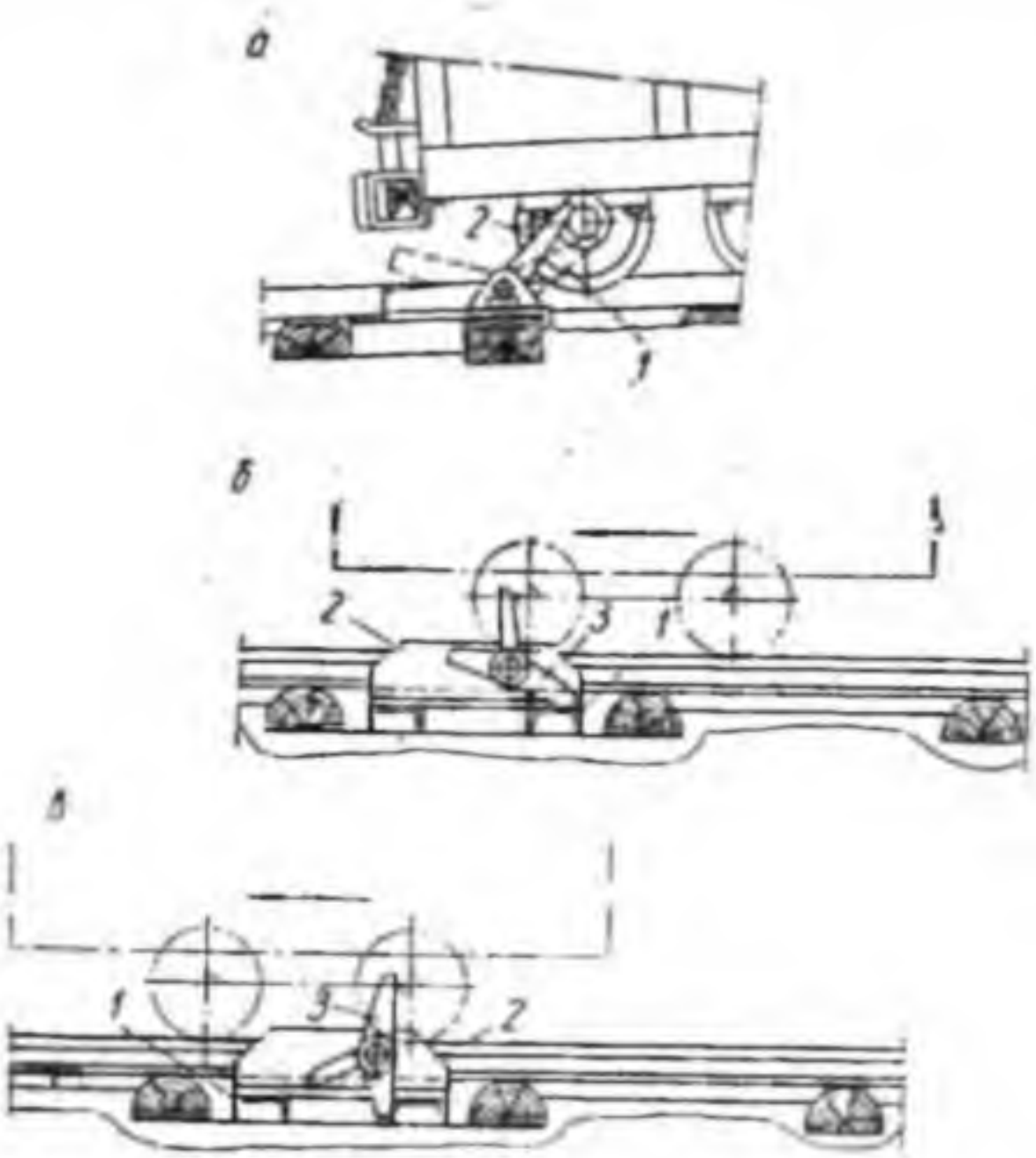


Рис. 419. Ловители

Рис. 418. Схема скипового подъема по уклону:

а — загрузочное устройство; *б* — разгрузочное устройство; *1* — уклон; *2* — откаточная выработка; *3* — загрузочный бункер; *4* — разгрузочный бункер; *5* — скип; *6* — толкатель; *7* — подъемная лебедка

проходящей вагонетки, но задерживает последнюю в случае ее движения вниз.

Ловитель, предназначенный для улавливания вагонеток, движущихся вниз, состоит из опорной подушки *1* с двумя продольными ребрами *2*, между которыми на оси установлен качающийся рычаг с улавливающей лапой *3*.

При нормальной скорости движения вагонеток рычаг отклоняется первой и второй осью на некоторый угол и каждый раз возвращается в исходное положение. При срыве с каната вагонетка развивает большую скорость, ударяет осью рычаг, лапа *3* которого занимает вертикальное положение и задерживает вагонетку за вторую ось (рис. 419, *в*).

Ловители устанавливают в следующем порядке:

1) ниже приемных площадок два ловителя: первый на расстоянии 1 *м* от приемной площадки и второй на расстоянии 5 *м* от него;

2) выше промежуточных приемных площадок — по одному ловителю, на расстоянии 5 *м* от приемной площадки;

3) по всему пути на расстоянии 25—30 *м* один от другого при отсутствии верхних поддерживающих, направляющих или отжимных роликов, а при наличии их — на расстоянии 4—5 *м* ниже роликов.

§ 171. МЕХАНИЗАЦИЯ МАНЕВРОВЫХ РАБОТ У ПОГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ

Погрузочными пунктами называют места, где производится погрузка полезного ископаемого или породы в вагонетки (у очистного забоя, бремсберга, уклона, ската), а *обменными* — места обмена порожних составов, подвозимых электровозами, груженными у бремсбергов и уклонов, оборудованных канатной откаткой. Особое значение приобретает механизация маневровых работ у лав, в которых работают комбайны.

Способ осуществления маневровых работ в первую очередь зависит от числа рельсовых путей в данной выработке.

В откаточных штреках на пластах пологого падения с суточной добычей лавы свыше 200 *т* устраивают двухколейные пути с укладкой съездов у погрузочных пунктов очистных забоев (рис. 420, *а* и *б*).

При суточной добыче очистного забоя меньше 200 *т*, а также на наклонных и крутых пластах обычно укладывают один путь с устройством отстающей от погрузочного пункта не более чем на 150 *м* разминовки на длину одного состава (рис. 420, *в*).

При пологом пласте и оставлении над штреком целиков (см. рис. 420, *а*) электровоз, прибывающий из околоствольного двора в голове порожнякового состава, переходит по съезду *1*

на грузовой путь и подает задним ходом состав за стрелку *II* к толкателю. Затем электровоз отцепляется от порожнякового состава и по порожняковому пути и съезду *III—IV* переходит в голову груженого состава, прицепляется к нему и увозит состав к стволу шахты.

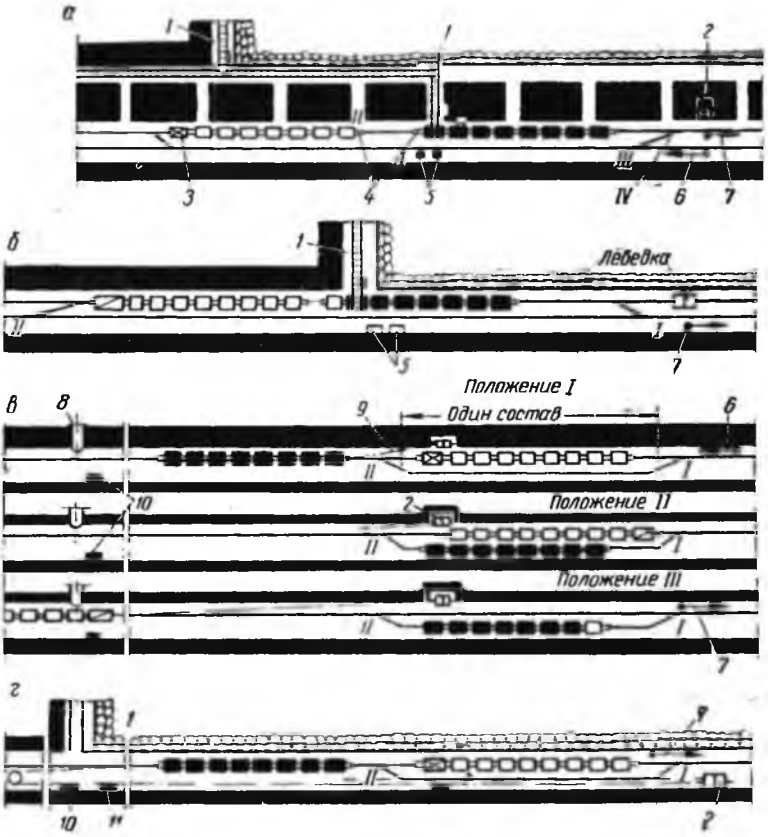


Рис. 420. Схема маневров у погрузочных пунктов:

1 — скребковый конвейер; *2* — лебедка; *3* — электровоз; *4* — толкатель; *5* — пост управления толкателем и конвейером; *6* — порожняк; *7* — груз; *8* — люк; *9* — канат; *10* — кнопки „Ход-Стоп" конвейера; *11* — кнопка „Ход-Стоп-Назад" лебедки

Продвижение состава по мере его загрузки производится толкателем. Управляет толкателем специальный рабочий — люковой — дистанционно: в случае электрических толкателей — при помощи кнопки, а при пневматических — при помощи крана.

Толкатель, служащий для механизации подкатки состава, может быть заменен маневровой лебедкой, устанавливаемой в нише у штрека.

Схема протягивания состава под лавой пологого пласта при помощи лебедки в случае выемки без оставления над штреком целиков приведена на рис. 420, *б*.

Схема маневровых работ у ската с одноколейным путем в штреке представлена на рис. 420, *в*. Положение *I* соответствует прибытию электровоза в голове порожнякового состава на разминовку. Отцепившись от него, электровоз проходит через стрелку *II* в голову груженого состава, подтянутого к разминовке лебедкой, и вытягивает состав через стрелку *II* на обгонный путь разминовки, а затем через стрелку *I* переходит в хвост порожнякового состава (положение *II*). Когда порожний состав будет продвинут за стрелку *II*, к нему прицепляют канат маневровой лебедки, который сматывается с барабана лебедки при дальнейшем проталкивании электровозом состава под погрузочный люк ската. После установки порожнего состава под люком (положение *III*) электровоз переходит в голову груженого состава и увозит его к стволу. В период загрузки состав продвигается маневровой лебедкой, управление которой осуществляется люковым дистанционно при помощи кнопки «Ход-Стоп».

На рис. 420, *г* представлена схема маневров у погрузочного пункта очистного забоя на пологом пласте при одноколейном рельсовом пути в штреке при помощи двухбарабанной лебедки.

Механизация маневровых работ у погрузочных пунктов бремсбергов и уклонов, оборудованных конвейерами, осуществляется аналогично схеме, приведенной на рис. 420, *а*.

Кузнецкий научно-исследовательский институт создал установку ГУАПП-К (Г — гидравлическая, У — установка, А — автоматизации, ПП — погрузочных пунктов), полностью автоматизирующую операции загрузки и обмена вагонеток на погрузочных пунктах.

§ 172. ОТКАТКА В ОКОЛОСТВОЛЬНОМ ДВОРЕ

По откаточным выработкам весь груз поступает в околоствольный двор. При клетевом подъеме по вертикальному стволу в околоствольном дворе вагонетки расцепляют, вкатывают в подъемные клети и выдают на поверхность. При скиповом подъеме вагонетки в околоствольном дворе разгружают в специальный бункер.

Схемы движения в околоствольных дворах при электровозной откатке приведены на рис. 421.

Маневры электровоза в околоствольном дворе определяются схемой откаточных путей. Чаще они осуществляются тем же электровозом (рейсовым), который доставляет вагонетки от погрузочных пунктов. Маневровые работы могут выполняться также специальными маневровыми электровозами.

Большая пропускная способность околоствольного двора обеспечивается при круговой схеме (рис. 421, *а*) движения, при которой электровоз, выполняя все необходимые маневры, движется вплоть до выхода на основную откаточную выработку в одном направлении.

Если на грузовой ветви околоствольного двора уложен только один рельсовый путь, то электровоз подает груженый состав к опрокидывателю или к клети, находясь в его хвосте. В этом

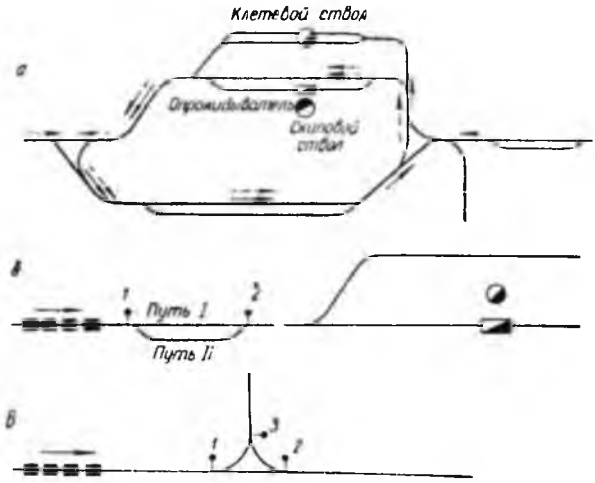


Рис. 421. Схемы движения электровозов в околоствольном дворе:

а — круговая; *б* и *в* — тупиковые звезды

случае возможны две схемы. Одна из них заключается в том, что электровоз, установив состав между стрелками *1* и *2* (рис. 421, *б*) на пути *I*, переходит через стрелки *2* и *1* в хвост состава и заталкивает его к опрокидывателю (или к клети). Во втором случае (рис. 421, *в*) прибывший с участка электровоз протягивает состав за стрелку *2*, а затем, переменив направление движения, заталкивает его через стрелки *2* и *3* на грузовую ветвь.

Возможны и другие схемы маневров. Рациональная схема маневров должна обеспечивать безопасность движения и минимальное время, затрачиваемое на маневры, и устранять встречные и перекрещивающиеся движения.

Для повышения эффективности транспорта применяют совершенные средства связи между пунктами прибытия и отправления поездов — телефонную связь, сигнализацию и блокировку, а также центральное диспетчерское управление движением (СЦБ).

Диспетчер, находящийся в специальной камере в околоствольном дворе, связан при системе СЦБ с пунктами прибытия и отправления поездов двусторонней сигнализацией и средствами, дающими ему возможность централизованно управлять движением поездов.

Для наглядности управления движением в камере диспетчера установлен световой пульт управления со схематическим изображением шахтных путей и с контрольными лампочками, соответствующими светофорам (красная лампочка запрещает движение поезда или электровоза, а зеленая — разрешает), на котором диспетчер в каждый данный момент видит положение электровозов и составов. С местами погрузки диспетчер имеет телефонную связь.

Загрузка клетей или опрокидывателей груженными вагонетками осуществляется при помощи *толкателей* различных типов или при помощи *самокатных путей.*

Толкатель подвагонного типа захватывает вагонетку при толкании своим кулаком за выступ на внешней стороне днища или за ось. Толкатель верхнего действия захватывает вагонетку рычагами за торцовую стенку.

Самокатным путем называют такой путь, который имеет уклон ($i > \omega'$), достаточный для скатывания вагонетки без приложения к ней внешних усилий.

На самокатном уклоне вагонетка задерживается одинарными или двойными (дозирующимися) *стопорами.* В двойных, или дозирующих, стопорах (рис. 422) две пары кулаков соединены между собой так, что когда одна пара открывается, другая закрывается. На рис. 422 показан стопор с пневматическим приводом.

После прибытия подъемной клети на горизонт околоствольного двора передние стопоры открываются, и груженая вагонетка, скатываясь в клеть, выбивает оттуда поступившую с поверхности порожнюю вагонетку; задние стопоры в это время задерживают следующую вагонетку, поступившую с толкателя на самокатный путь.

Скорость движущейся вагонетки в момент удара о вагонетку клети определяют расчетом, исходя из условия, чтобы развивающаяся при этом сила удара была достаточна для выталкивания из клети порожней вагонетки.

Для этого перед клетью на участке длиной 4—5 *м* должен быть уклон порядка 0,04.

Порожние вагонетки выкатывают из клети на порожняковую сторону околоствольного двора, затем специальные сцепщики сцепляют их в составы, которые забираются электровозами и увозятся к местам погрузки.

В настоящее время выпускают вагонетки с автоматическими сцепками, не требующими сцепщиков.

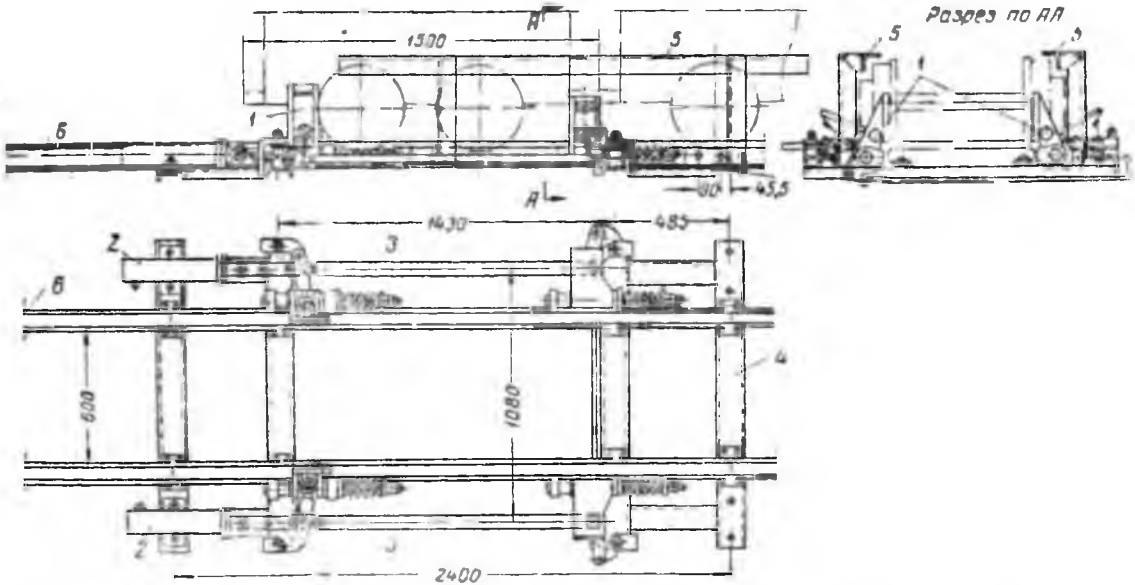


Рис. 422. Бескотлованные дозирующие стопоры:

1 — зажерживающие стопоры; *2* — пневматический привод; *3* — тяги, блокирующие стопоры; *4* — швеллеры; *5* — направляющие колеса вагонеток; *6* — рельсы

На порожняковой стороне околоствольного двора, непосредственно за клетями, на некотором участке устраивают самокатный уклон с расчетом приобретения вагонеткой скорости порядка 1,5 *м/сек;* далее пути настилают с уклоном равновесия ($i = \omega'$), а в конце участка, на котором формируется состав, с уклоном $i < \omega'$ или $i = 0$ (значение букв см. § 158 и 168).

При подходе вагонеток к стопорам не следует допускать скорость выше 0,75—1 *м/сек.* Скорость выхода вагонетки из клети при ручном выталкивании принимают равной 0,25 *м/сек,* а при наличии толкателя 0,8—1,0 *м/сек.*

Движение вагонетки по самокатным путям будет равномерно ускоренным при $i > \omega'$ и равномерным — при уклоне равновесия, т. е. при $i = \omega'$.

При скиповом подъеме вагонетки разгружают в специальный бункер (рис. 423) в околоствольном дворе. Для разгрузки вагонеток с глухим кузовом над бункером устанавливают круговой опрокидыватель, в который они обычно подаются подвагонным цепным толкателем. Профиль пути за опрокидывателем должен обеспечивать требуемое натяжение сцепок при разгрузке вагонеток и самокатное движение порожних вагонеток непосредственно за опрокидывателем, если состав не проталкивается электровозом или не продвигается канатом лебедки.

Нижняя часть бункера снабжена *дозирующим затвором* и лотком, направляющим уголь в скип. Затвор автоматически открывается самим скипом, прибывающим к месту загрузки (рис. 424).

При вращающихся сцепках опрокидывание вагонеток может производиться без расцепки состава. В этом случае ось межвагонных сцепок должна совпадать с центром опрокидывателя.

При вагонетках, разгружающихся через дно, необходимость в толкателе и опрокидывателе отпадает, так как разгрузка вагонеток происходит автоматически при проходе поезда тихим ходом над бункерной ямой.

Упор (см. рис. 406) для открытия днищ вагонеток устанавливают таким образом, чтобы разгрузка происходила непосредственно над бункером.

При устройстве в околоствольном дворе перед клетью или опрокидывателем, а также за клетью и опрокидывателем самокатных путей разность отметок между самой высокой и самой низкой точками околоствольного двора может достигнуть 1+1,5 *м* и более. Компенсировать такую потерю высоты можно путем настилки путей на порожняковой обходной выработке с подъемом, величина которого при электровозной откатке на прямолинейном участке пути может быть принята до 0,03.

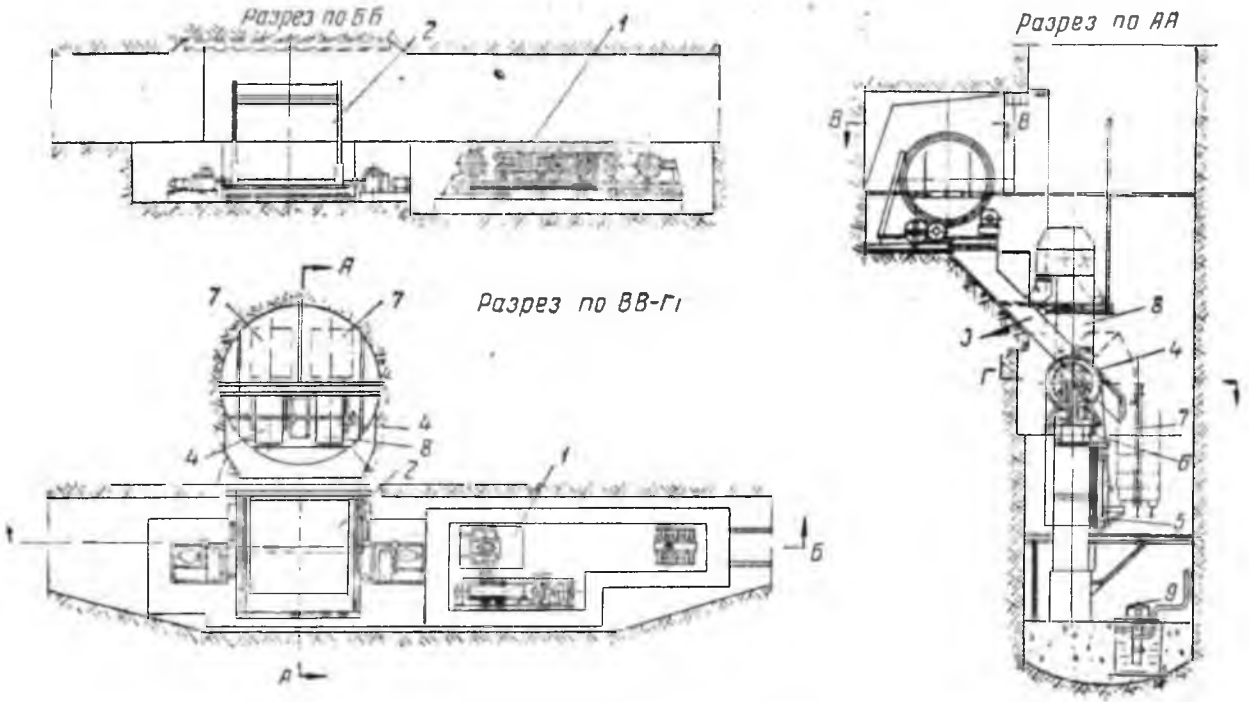


Рис. 423. Скиповое загрузочное устройство:

1 — толкатель; *2* — опрокидыватель; *3* — бункер; *4* — затвор бункера, *5* — скользящий упор; *6* — тяга; *7* — скипы; *8* — ковшовый элеватор, *9* — насос для откачки воды из зумпфа

На криволинейных участках подъем пути должен быть снижен против 0,03 на величину дополнительных сопротивлений движению по кривой.

Зная величину потерянной высоты h и принятый подъем пути i, можно определить длину L, на которой может быть компенсирована эта высота, $L = \frac{h}{i}$, *м*.

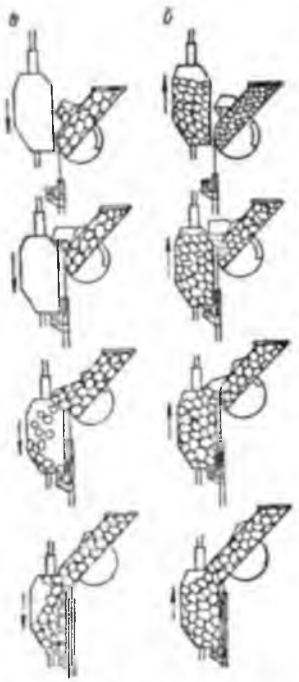


Рис 424. Последовательное положение скипа и затвора бункера при загрузке скипа:

а — начало загрузки; *б* — конец загрузки

Для компенсации потерянной высоты может быть применено также специальное устройство, получившее название *компенсатора высоты* и представляющее собой наклонную подвагонную цепь. В последнее время компенсаторы ставят главным образом на поверхности, в околоствольном дворе их ставить избегают.

При вычерчивании профиля путей в околоствольном дворе за нулевую отметку (±0,00) в случае клетевого подъема принимают отметку уровня головки рельса у главного ствола шахты, а при скиповом подъеме — уровень головки рельса у опрокидывателя.

Выбор схемы околоствольного двора и движения в нем следует производить исходя из необходимости обеспечения пропускной его способности. Под *пропускной способностью* околоствольного двора понимают число поездов или количество груза в тоннах, которое может пропустить его транспортный комплекс за час или смену.

Пропускная способность Q околоствольного двора должна быть не ниже производительности подъема и может быть определена по формуле

$$Q \geqslant k_1 k_2 Q_п, \ т/ч, \qquad (248)$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий выдачу породы;
$k_2 = 1{,}5 - 2$ — коэффициент запаса;
$Q_п$ — производительность подъема, *т/ч*.

Фактическая пропускная способность околоствольного двора может быть определена по формуле

$$Q = 3600 \frac{nG}{t_ц}, \ т/ч, \qquad (249)$$

где n — число вагонеток в составе;
G — емкость вагонеток, $т$;
$t_м$ — минимальный допустимый интервал времени между поступлением поездов в околоствольный двор, сек.

Схема выработок околоствольного двора (рис. 425) при вскрытии наклонным стволом проще, чем при вскрытии верти-

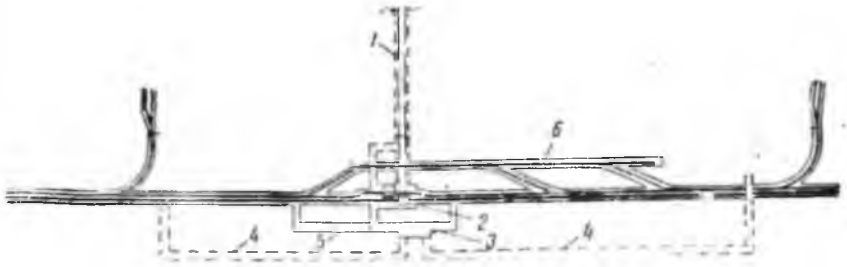


Рис. 425. Околоствольный двор при вскрытии наклонным стволом:
1 — наклонный ствол; *2* — опрокидыватель; *3* — насосная камера; *4* — водосборник; *5* — электроподстанция; *6* — электровозное депо

кальным стволом. Опрокидыватель для разгрузки вагонеток в этом случае устанавливают непосредственно на главной откаточной выработке.

ПОДЪЕМ

§ 173. ПОДЪЕМ ПО СТВОЛУ ШАХТЫ

Добытое и доставленное в околоствольный двор полезное ископаемое должно быть выдано на поверхность по стволу шахты. С этой целью, а также для спуска и подъема людей, материалов, инструментов и механизмов применяют специальные подъемные устройства.

Подъем полезного ископаемого на поверхность по вертикальному стволу может производиться в вагонетках или в скипах, загружаемых из бункера в околоствольном дворе.

При выдаче груза в вагонетках последние устанавливают в движущиеся по стволу *клети,* которые делают *одноэтажными* и *многоэтажными.* В каждый этаж клети могут быть поставлены одна или несколько вагонеток, в зависимости от чего клеть приобретает соответствующее название; так, например, на рис. 426 представлена *одноэтажная двухвагонная клеть,* называемая *обыкновенной.* При выходе клети на поверхность вагонетки выкатываются из нее на приемную площадку и направляются для разгрузки к опрокидывателю, установленному в надшахтном

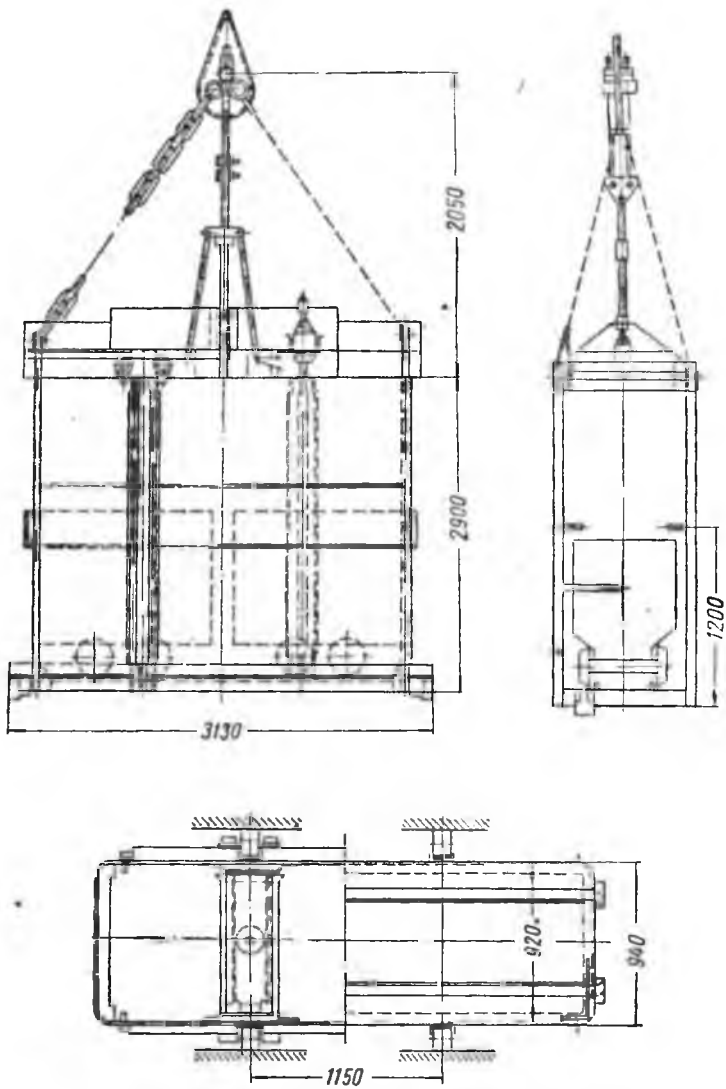


Рис. 426. Одноэтажная двухвагонная клеть

здании. На современных механизированных шахтах заталкивание порожних вагонеток в клеть и выталкивание груженых производится при помощи специальных толкателей и выталкивателей.

Высота этажей в клетях должна быть не менее 1800 *мм*. Пол должен быть сплошным и прочным.

Клети должны быть оборудованы устройствами, предохраняющими вагонетку от произвольного выкатывания в период подъема.

Клети, предназначенные для спуска и подъема людей, снабжают сплошными металлическими откидывающимися крышками. Длинные стороны (бока) клети обшивают на полную высоту сплошной или перфорированной листовой сталью. Вдоль длинных сторон устраивают поручни.

В период спуска и подъема людей с коротких (торцовых) сторон клети навешивают двери или другие надежные ограждающие приспособления высотой от пола не менее 1,2 *м*, предотвращающие возможность выпадения людей из клети. Двери должны открываться внутрь клети; запирают их засовом, расположенным снаружи. Число людей, помещаемых в каждом этаже клети, определяется из расчета 5 человек на 1 $м^2$ полезной площади пола. Все клети, служащие для спуска и подъема людей, должны быть снабжены *парашютами*, назначением которых является улавливание клети в случае обрыва каната.

Парашюты не реже одного раза в 6 месяцев должны испытываться по специальной инструкции.

Для упрощения операций по разгрузке вагонеток на поверхности, а в связи с этим и упрощения сооружений на поверхности применяют *опрокидные клети*. При выходе опрокидной клети из шахты пол ее в установленном для разгрузки месте наклоняется, и вагонетка разгружается, не выходя из клети. Существует два типа опрокидных клетей:

1) пол которых наклоняется на 45° (рис. 427, *а*) и

2) пол которых опрокидывается на 135° (рис. 427, *б*).

В первом случае применяют вагонетки с откидной лобовой стенкой, во втором — с глухим кузовом.

Опрокидные клети всегда делают одноэтажными.

Спуск людей в опрокидных клетях допускается лишь по разрешению горнотехнической инспекции при условии соблюдения ряда требований, при которых клеть с людьми не может подняться до места ее опрокидывания (автоматически выключается двигатель). Вход и выход людей из клети производится в этом случае на уровне земли.

Скипы для подъема полезного ископаемого по стволу бывают также двух типов:

1) опрокидывающиеся;

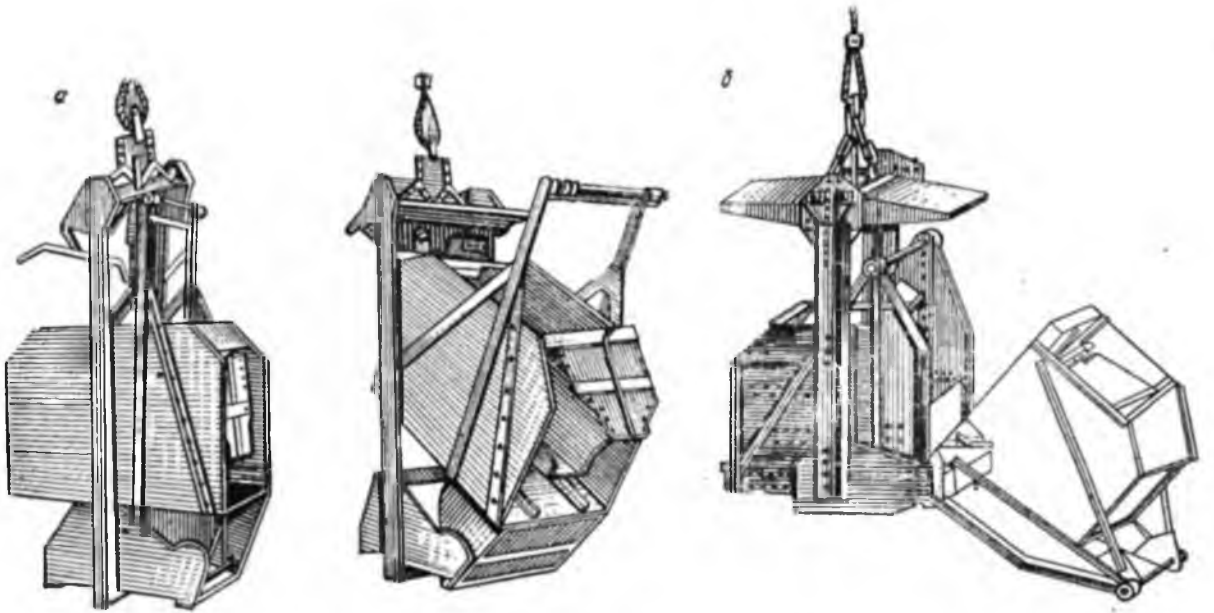


Рис. 427. Опрокидные клети:

а — опрокидывающаяся на 45°; *б* — опрокидывающаяся на 135°

2) разгружающиеся через дно или боковую стенку (рис. 428). В Советском Союзе преимущественное распространение получил второй тип.

При выдаче полезного ископаемого в клетях вспомогательные операции (спуск людей и материалов и пр.) могут производиться

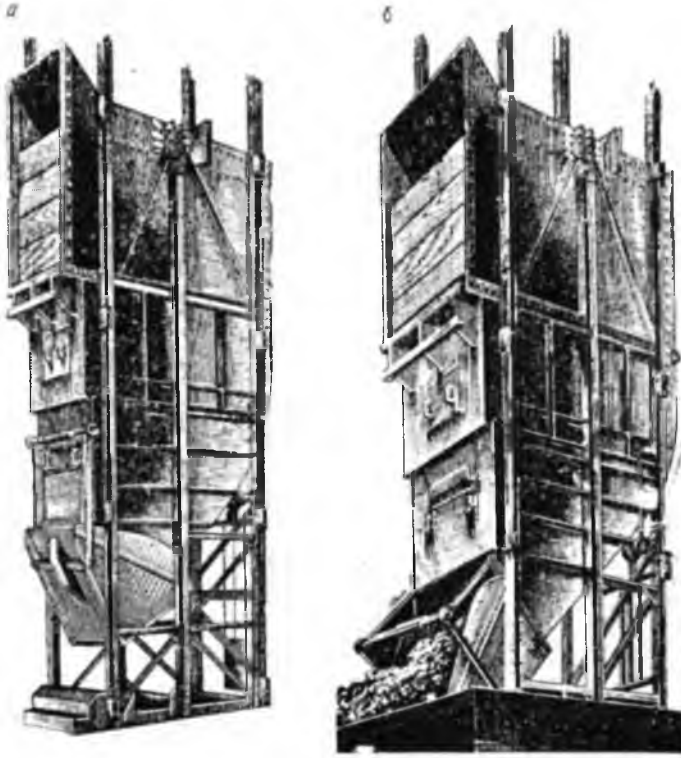


Рис. 428. Скип, разгружающийся через дно:
а — в закрытом состоянии; *б* — в период разгрузки

в тех же клетях, что и выдача полезного ископаемого. При скиповом же подъеме для этой цели необходимо иметь вспомогательный клетевой подъем.

Схема подъемной установки представлена на рис. 429. Подъемные сосуды *2* (на рисунке — клети) подвешены на стальных канатах, которые огибают направляющие шкивы *4*, смонтированные на копре *6*, установленном над стволом, и навиваются на барабан *3* подъемной машины.

Обычно при подъеме в движении находятся одновременно два подъемных сосуда, из которых один с грузом поднимается на

поверхность, а другой — порожний — опускается к околоствольному двору.

Иногда для вспомогательных целей применяют одноклетевые подъемы. В этом случае для улучшения режима работы машины вторую клеть заменяют противовесом, движущимся также в стволе шахты. Достоинством клетевых подъемов с противове-

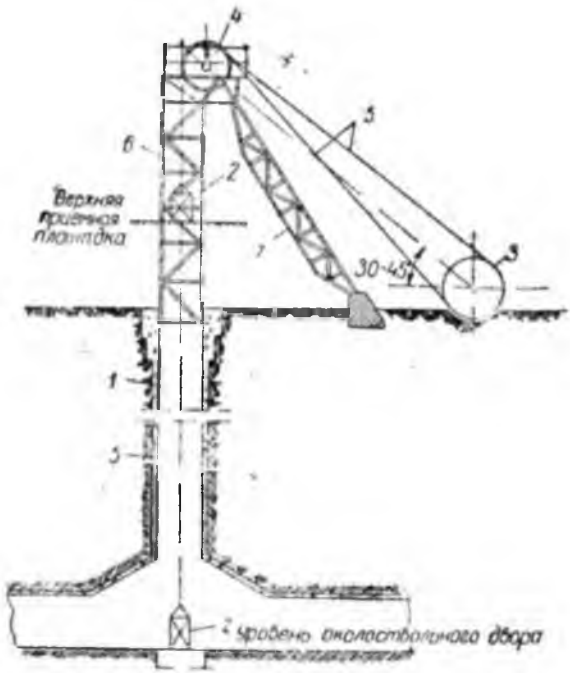


Рис. 429. Схема клетевой подъемной установки:

1 — ствол шахты; *2* — клети; *3* — барабаны подъемной машины; *4* — направляющие шкивы; *5* — подъемные канаты; *6* — металлический копер; *7* — укосина

сом является то, что они легко обслуживают работу нескольких горизонтов и занимают в сечении ствола меньше места. Подъемные сосуды (клети и скипы) движутся в стволе шахты и в станке копра по направляющим, для чего они снабжаются специальными лапами, охватывающими эти направляющие и скользящими по ним во время движения.

Подъемные канаты могут быть круглыми или, реже, плоскими. Круглые канаты, являющиеся основным типом подъемных канатов, свиваются из отдельных прядей, которые в свою очередь свиты из стальных проволок. Плоские стальные канаты состоят из отдельных тонких круглых канатов, сшитых стальной прово-

локой в виде ленты. Подъемные сосуды присоединяются к канату при помощи прицепного устройства.

Подъемный канат в виде петли огибает специальной формы *подканатник* (коуш), являющийся частью прицепного устройства, и свободный конец каната туго прижимается к рабочей ветви его зажимами (жимками). Эта операция носит название *запанцировки.*

Для выбора размеров и конструкции каната сначала определяют вес p 1 *м* его

$$p = \frac{Q_0}{\frac{K_z}{m\gamma_0} - H_0}, \quad кг/м, \tag{250}$$

где $Q_0 = Q + Q_м$ — концевая нагрузка каната, *кг*;
Q — полезный вес груза, *кг*;
$Q_м$ — мертвый вес сосуда, *кг*;
K_z — временное сопротивление разрыву металла проволочек каната, $кг/мм^2$;
$\gamma_0 = 9000-10000$ $кг/м^3$ — фиктивная плотность каната;
m — запас прочности;
H_0 — длина отвеса каната, *м*.

По найденному значению веса 1 *м* каната и принятому временному сопротивлению разрыву K_z по каталогам заводов, изготовляющих шахтные канаты, или по принятым стандартам выбирают ближайший по своей характеристике канат.

Выбранный тип каната необходимо проверить на фактический запас прочности

$$m = \frac{Q_y}{Q_0 + pH_0}, \tag{251}$$

где Q_y — суммарная прочность каната.

При навеске каната запас прочности m должен быть не ниже 9-кратного для подъемных установок, служащих исключительно для спуска и подъема людей, 8,5-кратного — для грузолюдских подъемов, 6,5-кратного — для подъемных установок, служащих исключительно для спуска и подъема груза, и 8-кратного — для подъемных установок со шкивом трения (см. ниже).

Каждый подъемный канат ежесуточно должен подвергаться тщательному осмотру при скорости не более 0,3 *м/сек*, во время которого определяется общее число оборванных проволок по всей длине каната.

Один раз в неделю должен производиться детальный осмотр каната при хорошем освещении; во время осмотра подсчитывают

число обрывов проволоки на одном шаге свивки в наиболее повреждённых местах.

Если при осмотре каната окажется, что на каком-либо участке, равном шагу[1] его свивки, число порванных проволок достигает 5% полного их числа, то канат должен быть заменен другим.

Кроме того, подъемные канаты следует повторно испытывать через каждые 6 мес., для чего каждый раз отрезают кусок каната над последним жимком запанцировки длиной 1,5 *м*.

Канат должен быть снят и заменен другим, если при повторном испытании его запас прочности окажется ниже 7-кратного для исключительно людских подъемов, ниже 6-кратного — для грузо-людских подъемов и ниже 5-кратного — для исключительно грузовых подъемов.

Высота (обычно от 15 до 40 *м*, редко больше) и конструкция копра должны обеспечивать свободный и безопасный подъем клетей или скипов на необходимую для разгрузки высоту над устьем ствола, а также *возможность переподъема* подъемных сосудов. Под высотой переподъема для обыкновенных клетей понимают высоту, на которую может свободно подняться клеть от нормального положения при разгрузке на верхней приемной площадке до места соприкосновения верхнего жимка каната с ободом направляющего шкива или отдельных частей клети с элементами копра.

Высота переподъема при обыкновенных клетях при скорости подъема не более 3 *м/сек* должна быть не менее 4 *м*, а при скорости более 3 *м/сек* — не менее 6 *м*. Для опрокидных клетей в случае спуска и подъема в них людей высота переподъема должна быть такой же, причем высотой переподъема в этом случае считают высоту, на которую может подняться клеть от нормального положения при посадке людей до момента начала поворота платформы клети.

При подъеме в опрокидных клетях и скипах только груза высота переподъема должна быть не менее 2,5 *м* от нормального положения при разгрузке до места соприкосновения верхнего жимка каната с ободом шкива.

Число направляющих шкивов на копре соответствует числу подъемных сосудов в стволе.

Плоскость симметрии обода направляющих шкивов должна быть строго перпендикулярна оси шкива, а при установке на копре — также оси подъемной машины.

Расстояние от оси ствола до оси подъемных машин при данной высоте копра выбирают таким образом, чтобы *угол откло-*

[1] Примерная величина шага свивки канатов диаметром от 28 до 58 *мм* и выше составляет от 200 до 500 *мм* (см. ПТЭ).

нения каната, т. е. угол, составляемый струной каната (ветвь каната от барабана машины до шкива), при крайних положениях витков каната на барабане, с проекцией струны на нормальную плоскость, перпендикулярную к оси барабана, не превышал 1°30′. Желательно, чтобы длина струны каната не превышала 60 *м*.

Правильность расположения копра, направляющих шкивов и подъемной машины проверяет раз в год маркшейдер.

На приемных площадках на поверхности и в околоствольных дворах основного и промежуточных (при их наличии) горизонтов обязательно должны устраиваться двери или ограждающие устройства (обычно в виде решеток), исключающие возможность падения в ствол людей и вагонеток.

При разгрузке на поверхности обыкновенные клети устанавливают на *посадочные кулаки,* которые необходимы для того, чтобы во время разгрузки и загрузки клеть стояла неподвижно и чтобы уровень путей в ней совпадал с уровнем путей приемных площадок.

Клеть устанавливают обычно на четырех кулаках: по два по углам каждой торцовой стороны клети.

В околоствольном дворе последнего горизонта клеть можно устанавливать на *посадочные брусья.*

На промежуточных горизонтах, на которых установка кулаков запрещается, а также в околоствольном дворе последнего горизонта и на приемных площадках на поверхности при клетевых подъемах вместо кулаков можно устанавливать *качающиеся площадки* (см. специальные курсы).

При скиповом подъеме загрузка одного скипа в околоствольном дворе и разгрузка другого на поверхности происходят одновременно. При этом способе подъема (как и при опрокидывающихся клетях) на копре у места разгрузки подъемного сосуда устанавливают направляющие кривые, обычно называемые *разгрузочными кривыми,* которые при входе на них роликов, имеющихся на скипе (клети), обеспечивают опрокидывание скипа (клети) или открывание днища у скипов, разгружающихся через дно.

В зависимости от конструкции барабанов различают следующие системы подъемных машин: *цилиндрические барабаны* (рис. 430), являющиеся основным типом на современных шахтах СССР, *конические барабаны, бобины* и подъем *со шкивом трения.*

При подъемных установках с цилиндрическими и коническими барабанами и со шкивом трения применяют *круглые,* а при бобинах — *плоские подъемные канаты.* Круглые канаты навиваются на барабаны витками в один ряд, причем витки ложатся на барабане один возле другого. Двухрядная навивка

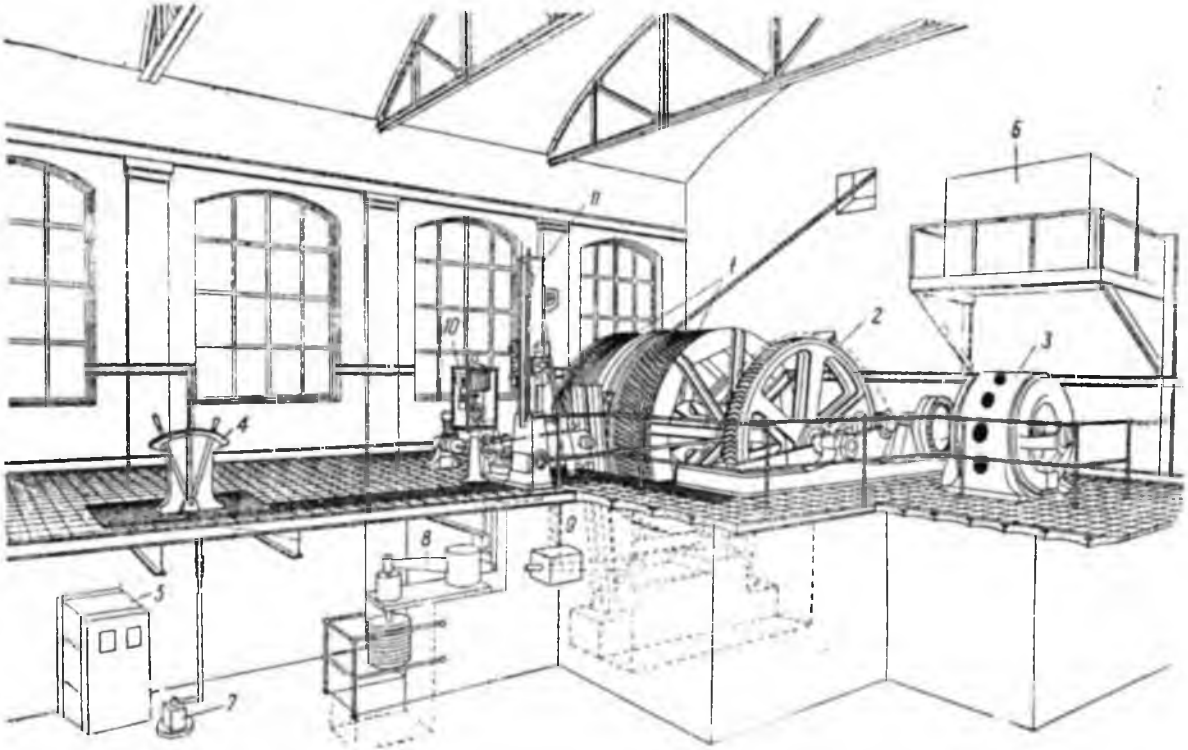


Рис. 430. Подъемная машина с цилиндрическими барабанами:

1 — цилиндрические барабаны; *2* — зубчатый редуктор; *3* — двигатель; *4* — станок управления; *5* — реостат; *6* — статорный переключатель; *7* — командоконтроллер; *8* — тормоз; *9* — аварийный тормоз; *10* — указатель скорости; *11* — указатель [illegible]

на цилиндрические барабаны допускается Правилами безопасности лишь в исключительных случаях, только при грузовых подъемах. Витки плоского каната навиваются на бобины один на другой. При подъеме со шкивом трения подъемный канат огибает последний и идет на направляющие шкивы копра. К концам этого каната подвешивают клети. Другой, так называемый хвостовой или уравновешивающий, канат присоединен своими концами снизу к рамам клетей. Хвостовой канат служит для уравновешивания веса подъемного каната. Между ветвями нижнего уравновешивающего каната в зумпфе ствола должны быть приспособления, не допускающие скручивания петли каната. Конструкция этих приспособлений должна исключать возможность обрыва нижнего каната при переподъеме.

Направляющие шкивы при этой системе подъема располагают на копре один под другим, в одной вертикальной плоскости. Подъемный канат и подвешенные к нему подъемные сосуды получают движение в том или ином направлении за счет силы трения между ободом шкива трения и канатом.

Спуск и подъем подъемных сосудов производит машинист подъемной машины по сигналам, которые могут быть зрительными и слуховыми. Сигналы устанавливают типовые и вывешивают у рабочих мест машиниста, рукоятчиков и стволовых. По правилам безопасности сигнализация должна быть устроена таким образом, чтобы сигналы можно было передавать снизу вверх и сверху вниз. Из околоствольного двора сигнал стволовым передается рукоятчику, а рукоятчиком — машинисту. Непосредственная передача сигналов от стволового машинисту запрещается, за исключением случаев применения автоматизированного подъема в скипах.

Каждая подъемная машина должна иметь исправно действующие:

1) указатель глубины, показывающий машинисту положение подъемных сосудов в стволе;

2) автоматический звонок, сигнализирующий о необходимости начать замедление машины;

3) тахограф — самопишущий указатель скорости движения машины (при скорости подъема свыше 6 *м/сек*);

4) при электрических машинах — вольтметр и амперметр, а при паровых — манометр.

Скорость v движения подъемных сосудов с грузом устанавливается в соответствии с диаметром и числом оборотов барабана подъемной машины и состоянием установки и ствола, но не должна превышать для вертикальных стволов величины

$$v = 0{,}8\sqrt{H},\ м/сек, \qquad (252)$$

где H — высота подъема, *м*.

При подъеме и спуске людей по вертикальным стволам в клетях скорость движения не должна превышать 5,6 *м/сек* при глубине 50 *м* и 12 *м/сек* при глубине 400 *м* и выше.

В СССР устанавливают исключительно электрические подъемные машины.

В настоящее время начинают широко внедрять *многоканатные подъемные машины* (рис. 431). При многоканатных уста

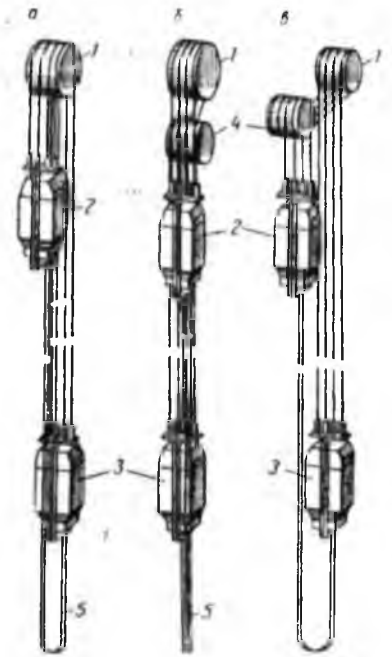


Рис. 431. Схема многоканатной подъемной установки:

а — угол обхвата 180°; *б* — увеличение угла обхвата за счет отклоняющего шкива; *в* — угол обхвата 270° при установке привода на одном шкиве и 540° при установке приводов на двух шкивах: *1* — шкив трения; *2* — груженый подъемный сосуд; *3* — порожний подъемный сосуд; *4* — отклоняющий ветвь каната шкив; *5* — хвостовой канат

новках подъемные сосуды подвешивают не на одном, а на нескольких (2, 4, 6 и т. д.) канатах. Каждый из канатов помещают в кольцевом желобке цилиндрического барабана. При многоканатной подъемной установке обязательно применение хвостового каната.

Подъемные канаты и подвешенные к ним сосуды, как и при одноконцевом подъеме со шкивом трения, движутся в том или ином направлении за счет сил трения между желобками барабана подъемной машины и канатами. Подъемные машины многоканатной установки чаще всего устанавливают на копре, получившем в данном случае название *башенного*.

Многоканатные подъемные установки впервые были приме нены в Швеции (1938 г.) и затем стали получать распространение в других странах: Западной Германии, Франции, Канаде, Южной Америке, США и Англии. Преимуществами многоканатных подъемных установок являются:

1) уменьшение диаметра отдельных канатов, что упрощает их изготовление и облегчает эксплуатацию;

2) уменьшение диаметра барабана машины вследствие уменьшения диаметра каната, что облегчает и удешевляет ее;

3) упрощение компоновки сооружений на поверхности вследствие установки подъемной машины на копре и ликвидация необходимости строительства здания подъемной машины.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС НА ПОВЕРХНОСТИ ШАХТ

§ 174. ОБОРУДОВАНИЕ И ТРАНСПОРТ НА ПОВЕРХНОСТИ ШАХТ

На земной поверхности вокруг шахты располагается комплекс горнотехнических сооружений и зданий, обслуживающих различные области шахтного хозяйства (рис. 432).

Основным требованием, предъявляемым к расположению горнотехнических зданий и сооружений на поверхности, является обеспечение целесообразных схем механизированной транспортировки полезного ископаемого, породы, крепежных и других вспомогательных материалов.

Непосредственно над устьем ствола, кроме копра, о котором говорилось выше, строят *надшахтное здание,* конструкция которого зависит от принятого способа подъема. Надшахтные здания шахт, у стволов которых устанавливаются вентиляторы, а при скиповом подъеме и подъеме в опрокидных клетях и копры, должны быть *герметичными.* Все выходы из них должны быть снабжены *шлюзовыми камерами,* обеспечивающими сохранение герметичности при проходе людей и вагонеток.

Кроме указанных на рис. 432 технических сооружений и зданий, во многих случаях при шахтах строят *обогатительные фабрики,* на которых происходит отделение от полезного ископаемого пустой породы и производятся другие операции, связанные с процессом его обогащения.

Схемы приемки полезного ископаемого на поверхности при различных способах подъема показаны на рис. 433.

При подъеме в обыкновенных клетях надшахтные здания имеют значительные размеры, так как в них на уровне приемной площадки приходится устраивать откаточные пути от ствола к месту разгрузки вагонеток и обратно. Для сокращения объема зданий откатка частично производится по эстакадам с крытой

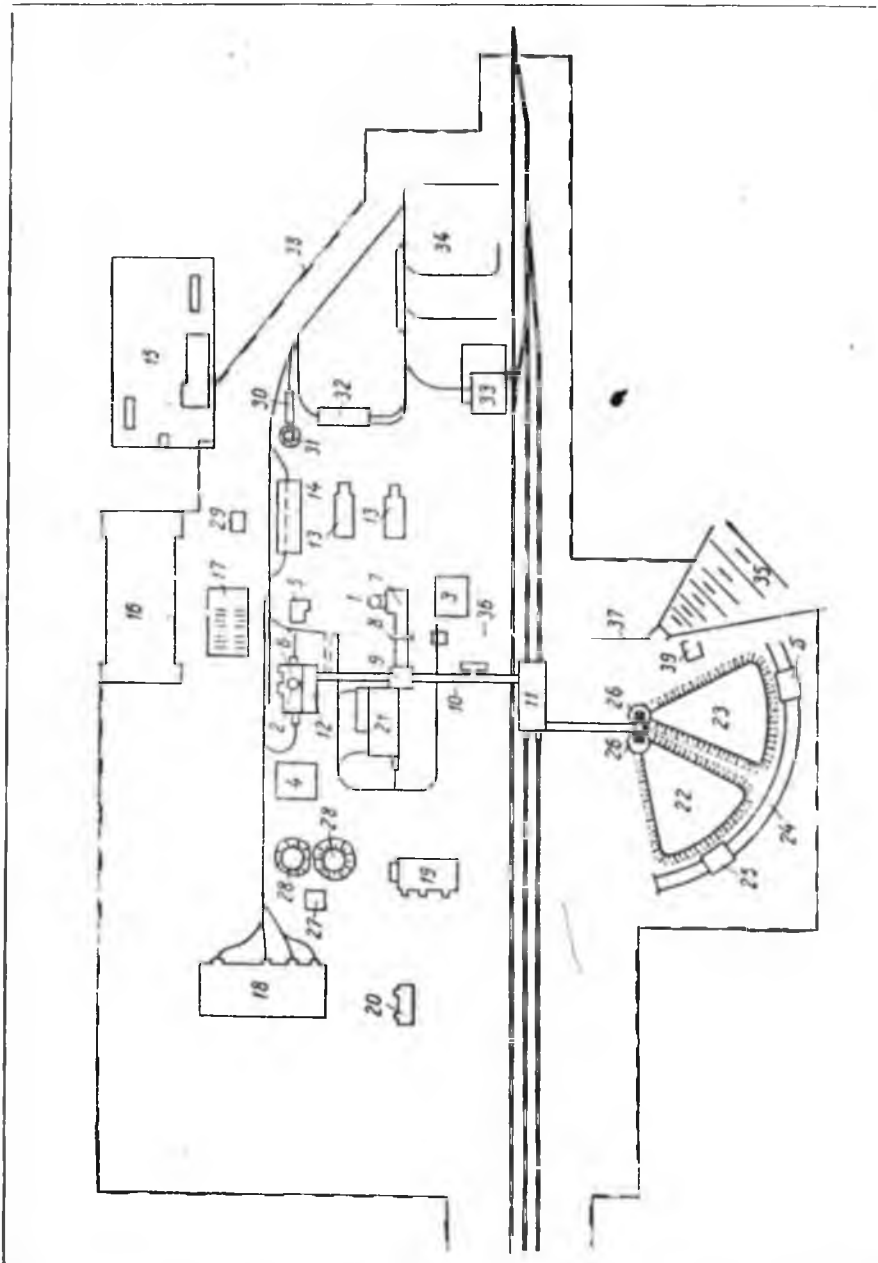

15
34
33
32
30
31
29
14
13
17
16
3
1
7
8
9
2
12
21
10
11
36
37
35
39
5
26
25
23
22
24
4
28
27
19
18
20

Рис. 432. Схема расположения зданий и сооружений на поверхности шахты:

1 — скиповой ствол;
2 — клетевой ствол;
3 — машинное здание скипового подъема;
4 — машинное здание клетевого подъема;
5 — машинное здание аварийного подъема;
6 — надшахтное здание клетевого ствола;
7 — надшахтное здание скипового ствола;
8 — здание воронного бункера;
9 — здание дробильного отделения;
10 — эстакада от дробильного отделения на железнодорожный погрузочный бункер;
11 — железнодорожный погрузочный бункер;
12 — калориферная;
13 — здание вентилятора;
14 — склад;
15 — гараж;
16 — здание административно-бытового комбината;
17 — летняя раскомандировочная;
18 — механическая мастерская, проборазделочная и химическая лаборатория;
19 — здание компрессорной;
20 — склад смазочных и горючих материалов;
21 — здание котельной;
22 — скреперный склад энергетического угля;
23 — скреперный склад коксового угля;
24 — пути скреперного склада;
25 — хвостовая тележка скреперного склада;
26 — ямы скреперных складов;
27 — насосная станция;
28 — резервуары для хранения воды емкостью 200—300 $м^3$;
29 — трансформаторный пункт;
30 — здание лесопропиточной;
31 — резервуар для хранения антисептика;
32 — лесоразделочный цех;
33 — материальный склад;
34 — территория лесного склада;
35 — отвал пустой породы;
36 — тоннель к отвалу пустой породы;
37 — эстакада с выходом на бункер отвала пустой породы;
38 — ограждение территории промышленной площади;
39 — здание лебедки для подачи породы в отвал

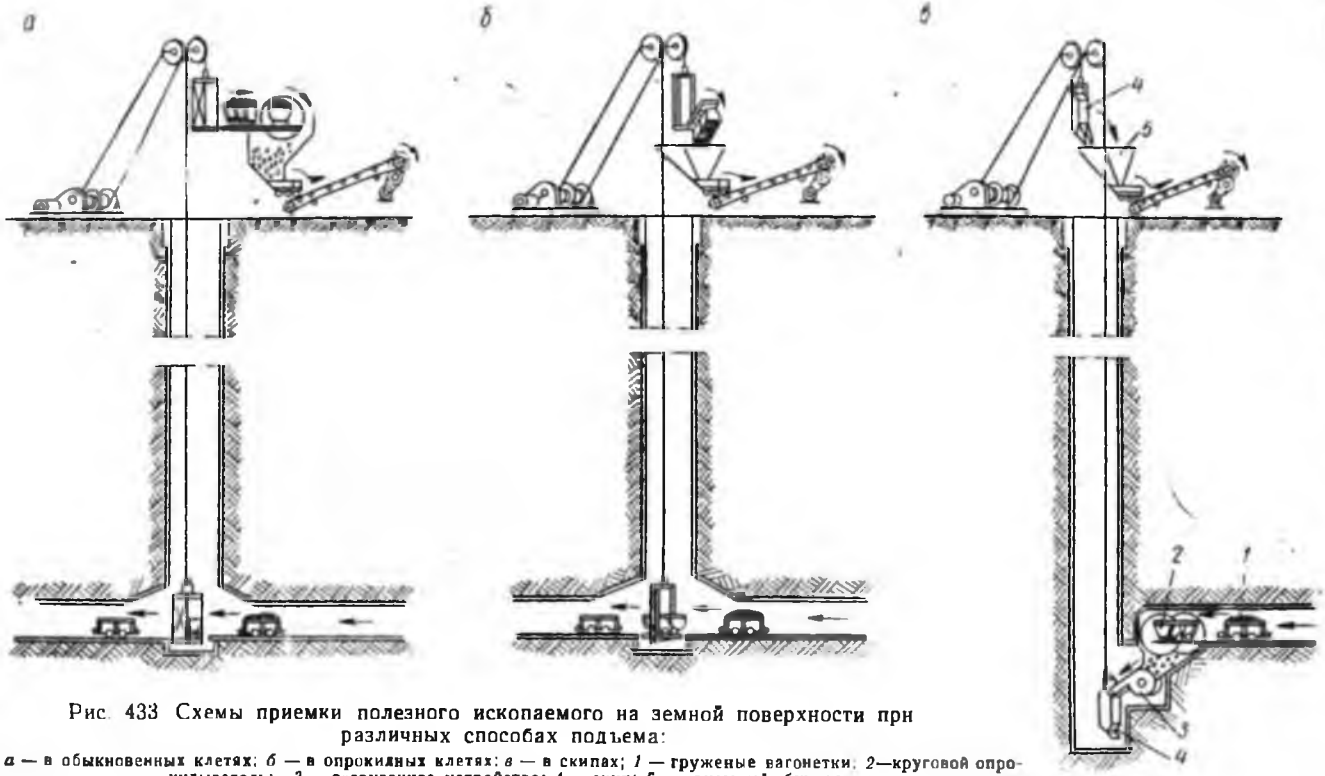


Рис. 433. Схемы приемки полезного ископаемого на земной поверхности при различных способах подъема:

а — в обыкновенных клетях; *б* — в опрокидных клетях; *в* — в скипах; *1* — груженые вагонетки; *2* — круговой опрокидыватель; *3* — загрузочное устройство; *4* — скип; *5* — приемный бункер

галереей. На крупных шахтах откатку на поверхности осуществляют по самокатным путям.

Для подъема вагонеток на уровень загрузки клети с целью компенсации потерянной высоты при самокатной откатке применяют *компенсаторы высоты,* устанавливаемые обычно на пути следования порожних вагонеток под углом 15—18°.

Загрузку клетей вагонетками на верхней приемной площадке производят при помощи толкателей.

Груженые вагонетки разгружают в приемный бункер, для чего над последним устанавливают опрокидыватель. Из приемного бункера полезное ископаемое ленточным конвейером передается на сортировку или же на *погрузочные бункеры,* служащие для погрузки его в железнодорожные вагоны.

При подъеме полезного ископаемого в опрокидных клетях или в скипах необходимость откатки вагонеток на поверхности отпадает, что позволяет упростить надшахтное здание и уменьшить его размеры. Поэтому на современных шахтах СССР главные подъемы преимущественно оборудуют скипами, а вспомогательные — опрокидывающимися на 135° клетями.

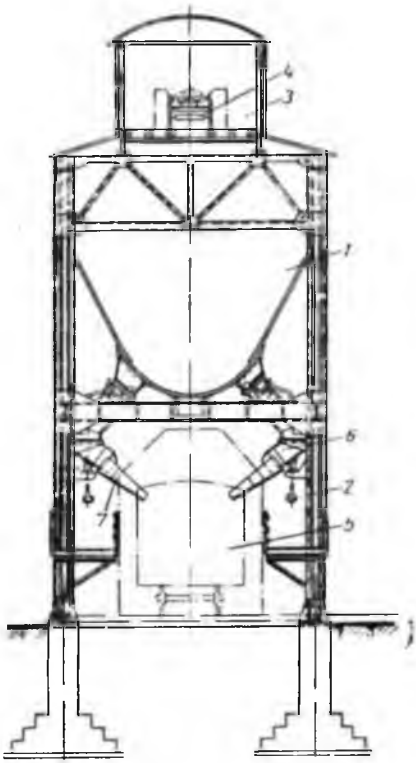


Рис. 434. Погрузочный металлический бункер:

1 — бункер; *2* — опоры бункера; *3* — надбункерная галерея; *4* — конвейер; *5* — железнодорожный вагон; *6* — затвор; *7* — желоб

Из скипа или вагонетки опрокидной клети полезное ископаемое поступает в приемную воронку или прямо на приемный желоб, откуда направляется при помощи конвейера на сортировку или в погрузочные железнодорожные бункера.

Погрузочные бункера строят из железобетона или из металла (рис. 434), а на мелких шахтах, с небольшим сроком службы — из дерева.

Подача угля в отдельные ячейки бункера производится конвейером, устанавливаемым в надбункерной галерее.

Обычно бункера располагают над железнодорожными путями таким образом, чтобы одновременно можно было грузить из их люков несколько железнодорожных вагонов. Для управления погрузкой угля люки снабжают специальными затворами. Емкость бункеров рассчитывается на 3—6-часовой запас, т. е. таким образом, чтобы полезное ископаемое, выдаваемое из шахты в течение 3—6 час., могло быть размещено в погрузочных бункерах.

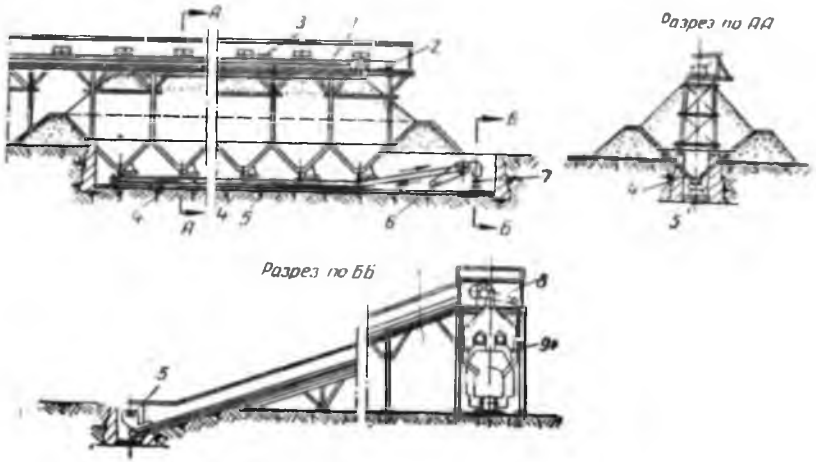


Рис. 435. Полубункер:

1 — ленточный конвейер; *2* — его привод; *3* — плужковый сбрасыватель угля с конвейера; *4* — загрузочный желоб; *5* — траншейный конвейер; *6* — двигатель траншейного конвейера; *7* — наклонный погрузочный конвейер; *8* — его двигатель; *9* — секторный затвор

В угольной промышленности СССР наряду с бункерной погрузкой железнодорожных вагонов применяют также полубункерную погрузку (рис. 435).

В последнем случае вдоль железнодорожных путей устраивают бетонированную траншею с рядом конических ячеек, над которыми строят эстакаду высотой 5—8 *м* с крытой галереей. В этой галерее устанавливают ленточный конвейер, подающий полезное ископаемое в полубункер. Для возможности заполнения любой ячейки полубункера ленточный конвейер снабжен плужковым сбрасывателем, который может перемещаться вдоль всего конвейера и обеспечивает разгрузку ленты в любом пункте.

Разгрузку полубункера производят через люки в дне конических ячеек, откуда полезное ископаемое по желобу поступает на конвейер, установленный под коническими ячейками.

С этого конвейера полезное ископаемое перегружают на поперечный наклонный конвейер, подающий уголь в загрузочную

воронку, из которой уже непосредственно грузят в железнодорожные вагоны. Передвижение железнодорожных вагонов в процессе их погрузки осуществляется при помощи лебедок с концевым или бесконечным канатом, а также при помощи маневровых шпилей (см. специальные курсы).

Намечается переход на *безбункерную погрузку* непосредственно в железнодорожные вагоны.

Для обеспечения бесперебойной работы шахты при задержке в подаче железнодорожных вагонов устраивают склады полезного ископаемого. Эти склады оборудуют с таким расчетом, чтобы обеспечить механизированную подачу полезного ископаемого от бункера на склад и распределение его по территории склада, а также и для обратной подачи полезного ископаемого в погрузочные бункеры. На шахтах небольшой производственной мощности применяют погрузку полезного ископаемого со складов непосредственно в железнодорожные вагоны при помощи ленточных конвейеров и погрузочных машин.

При хранении на складах угля, склонного к самовозгоранию, высота штабелей не должна превышать на немеханизированных складах 3 *м* и на механизированных — 5 *м*.

При хранении угля на складах необходимо следить за его температурой, которая не должна превышать 60°, за отводом воды из-под штабелей и за соблюдением противопожарных правил.

Обычная емкость угольных складов обеспечивает бесперебойную работу шахты в течение 2—7 дней при полном отсутствии погрузки в железнодорожные вагоны.

Существует довольно много типов механизированных угольных складов. На рис. 436 показан склад, оборудованный скреперной установкой. Такие *скреперные склады* получили наибольшее распространение на наших угольных шахтах.

Склады угля желательно располагать за железнодорожными путями. Полезное ископаемое, поступающее на склад по лотку, образует первоначально кучу конической формы, которая носит название первичного конуса. Из первичного конуса полезное ископаемое равномерным слоем распределяется скрепером по всей территории склада. Шкив головного каната скреперной установки смонтирован на подвижной оттяжной тележке, перемещающейся по мере надобности по специальным рельсовым путям, уложенным по границе территории склада. При обратной погрузке полезного ископаемого со склада скрепер «перепрягается», т. е. устанавливается для доставки полезного ископаемого со склада в приемную яму, причем меняются соответственно функции канатов скрепера и барабанов скреперной лебедки.

Из приемной ямы полезное ископаемое подают на погрузочные бункеры ленточным конвейером или элеватором.

Емкость $G_ш$ штабеля полезного ископаемого на скреперном складе при секторной форме его и размерах, указанных на рис. 436, равна

$$G_ш = \frac{\pi R_1^2 \alpha}{360} h\gamma\psi = 0{,}0087 R_1^2 \alpha h \gamma \psi, \ m, \qquad (253)$$

где R_1 — расчетный радиус очертания штабеля, *м*;
h — высота штабеля, *м*;
α — центральный угол сектора;
γ — насыпной вес угля, *кг/м*^{3};
ψ — коэффициент заполнения штабеля.

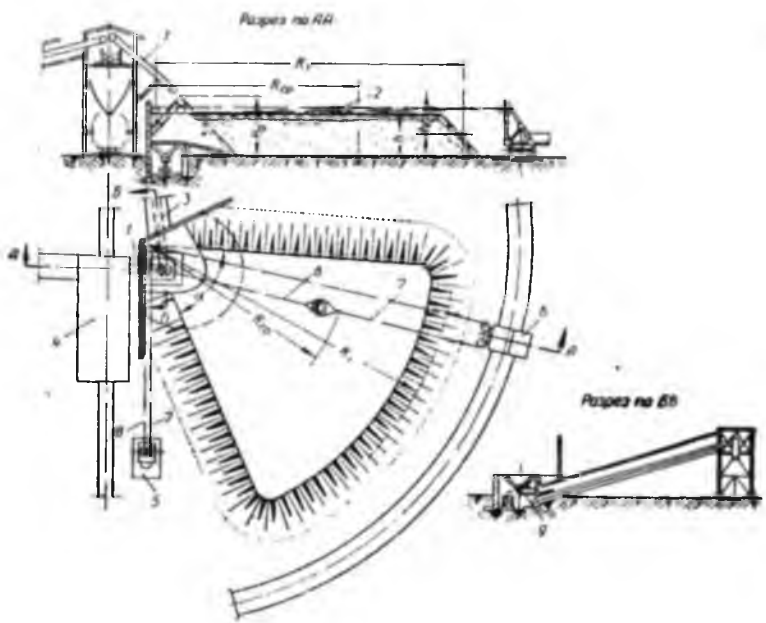


Рис. 436. Скреперный угольный склад:

1 — лоток; *2* — скрепер; *3* — ленточный конвейер; *4* — бункер; *5* — скреперная лебедка; *6* — хвостовая башня; *7* — рабочий канат; *8* — холостой канат; *9* — питатель

Порода, выдаваемая из шахты, загружается в автоматически разгружающиеся вагонетки или скипы и по туннелю под железнодорожными путями доставляется к отвалам, располагаемым обычно с той же стороны путей, что и склад угля.

Обыкновенно отвалы породы имеют вид конусов (рис. 437) высотой в несколько десятков метров. Вмещая значительное количество породы (до нескольких сот тысяч кубометров), они занимают сравнительно небольшую площадь.

Кроме описанных выше технических сооружений, на поверхности шахты, вблизи от ствола, располагают бытовой комбинат *16* (см. рис. 432), промкомбинат *18* и лесной склад *34*.

В бытовой комбинат входят: контора, баня для рабочих и технического персонала, ламповая и пр. Бытовой комбинат сое-



Рис. 437. Схема конусного отвала породы

диняют крытым коридором или туннелем с надшахтным зданием ствола, по которому производят спуск людей.

Промкомбинат включает проборазделочную, химлабораторию и мастерскую. Материальный склад предназначается для хранения различных материалов, запасных частей к механизмам и пр.

Довольно значительную площадь территории шахтного двора занимает лесной склад, рассчитанный на хранение 1,5-месячного запаса лесных материалов для крепления. Фактический запас леса не должен снижаться меньше двухнедельной потребности. Для удобства разгрузки прибывающих вагонов с лесом на складе обычно имеется самостоятельный железнодорожный путь и механизмы для разгрузки вагонов. Выгружаемый лес складывают на территории лесного склада в штабели, между которыми прокладывают узкоколейные пути.

Площадь, занимаемая каждым отдельным штабелем, должна быть не более 200 $м^2$. Высота штабеля при ручной разгрузке лесоматериалов должна быть не более 2 *м*, а при механизированной — не более 4 *м*.

Разрывы между штабелями должны быть не менее 4 *м*, а проходы в них — не менее 1,5 *м*.

Лесные склады оборудуют средствами борьбы с пожарами.

Лесной склад желательно располагать со стороны вспомогательного ствола шахты, чтобы не затрачивать лишних средств на доставку леса, но не ближе 80 *м* от ствола, подающего свежий воздух, и не ближе 30 *м* от отвала свежей породы.

Отдельные технические сооружения связаны между собой, а также со складами и стволами шахты узкоколейными рельсовыми путями или дорогами для электрокар.

Для отправки полезного ископаемого потребителям и подвозки необходимых материалов шахту соединяют с ближайшей железнодорожной станцией подъездными путями.

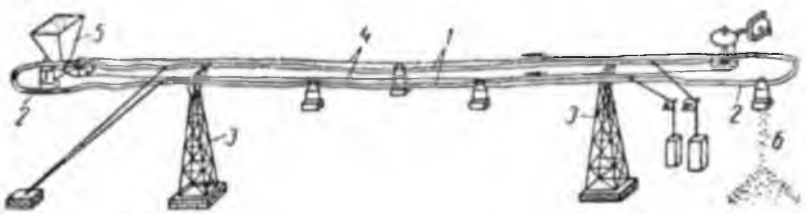


Рис. 438. Схема канатной подвесной дороги:

1 — несущий канат; *2* — подвесной рельс; *3* — опора; *4* — тяговый канат; *5* — погрузочная станция; *6* — разгрузочная станция

Оборудование железнодорожной станции при шахте рассчитано на ов из бункеров и обслуживание складов и масте

Количество станционных путей при шахте зависит от ее производственной мощности и схемы погрузочных бункеров, а длина — от длины обращающихся составов.

В горных районах со сложным рельефом, где проведение железнодорожных путей связано с большими трудностями, а зачастую и вовсе невозможно, транспортировка полезного ископаемого к центральным обогатительным фабрикам и железнодорожным станциям производится по *канатным подвесным дорогам* (рис. 438).

Между конечными станциями натягивают два несущих каната, по одному из которых движутся груженые вагонетки, а по другому — во встречном направлении — порожние. У конечных пунктов эти канаты отклоняются вниз, перегибаясь в вертикальной плоскости. Один конец несущих канатов жестко закрепляют на фундаменте, а другой, на противоположном конце дороги, натягивается свободно висящим грузом. Между конечными станциями несущие канаты поддерживаются отдельно стоящими опорами, устанавливаемыми на определенном расстоянии одна от другой.

В местах перегиба в конечных пунктах несущих канатов к последним примыкают подвесные изогнутые рельсы, по которым вагонетки с одного каната переходят на другой.

Тяговый канат, представляющий собой бесконечный канат, идет параллельно несущим и служит для передвижения вагонеток. Привод и натяжные устройства тягового каната устраивают по тому же принципу, что и для подземных установок с бесконечным канатом.

В качестве несущих канатов обычно применяют специальные канаты закрытого типа, имеющие гладкую поверхность, образуемую плотно прилегающими друг к другу фасонными проволоками. В качестве тяговых канатов применяют обычно откаточные канаты.

Вагонетки подвесных канатных дорог имеют специальную конструкцию и состоят из кузова (рис. 439), подвески, при помощи которой кузов подвешивается к ходовой тележке, колеса которой катятся по несущему канату. К тяговому канату вагонетки присоединены при помощи специальных автоматически действующих зажимов.

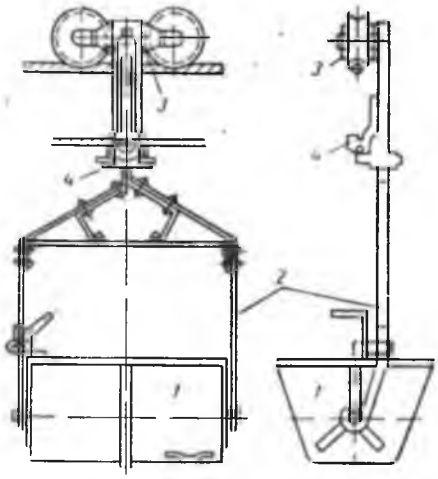


Рис. 439. Вагонетка подвесной канатной дороги:

1 — кузов; *2* — подвеска; *3* — ходовая тележка; *4* — зажимное устройство

Работа на конечных станциях подвесных канатных дорог сводится к следующему: при поступлении на погрузочную станцию (см. рис. 438) порожняя вагонетка переходит с несущего каната на жесткий рельс и перемещается по нему тяговым канатом до места отключения, где она автоматически отсоединяется от тягового каната. Дальше вагонетку перемещают по рельсу к месту загрузки вручную. После загрузки вагонетку по наклонному участку рельса, также вручную, подкатывают к месту прицепки, где зажимное устройство автоматически включается, и вагонетка отправляется.

На разгрузочной станции работа организована таким же образом. Разгружаются вагонетки путем автоматического опрокидывания кузова.

Длина подвесной канатной дороги на один привод достигает 3—4 *км*. При расположении одного за другим ряда участков

с самостоятельными приводами можно обеспечить транспортировку подвесной канатной дорогой на любое расстояние.

Производительность подвесной канатной дороги рассчитывается так же, как и производительность откатки бесконечным канатом. Интервал между отдельными вагонетками обычно со

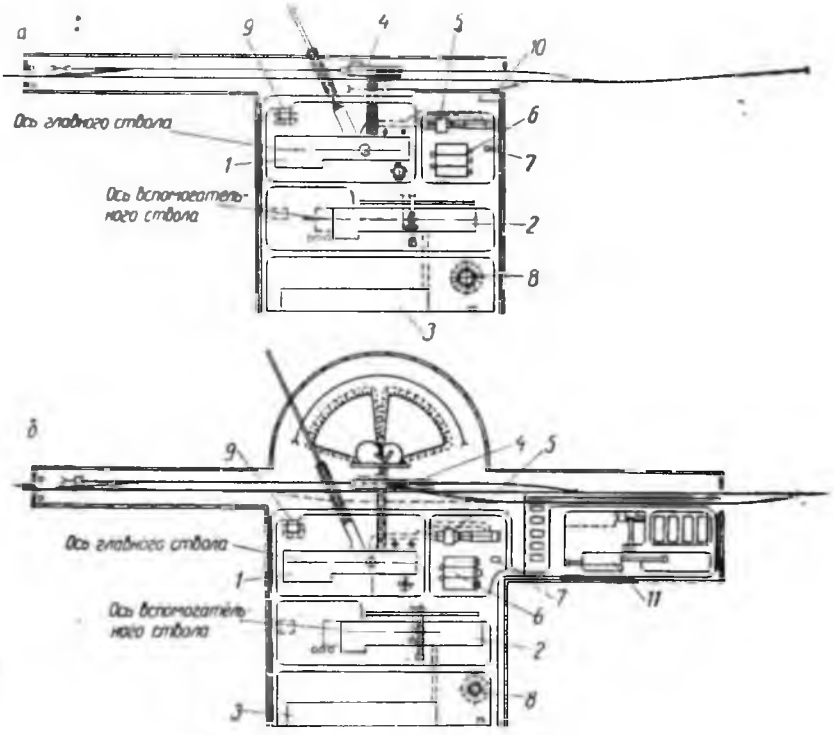


Рис. 440. Схема типовой поверхности шахты:

а — без складов; *б* — со складами; *1* — блок зданий главного ствола; *2* — блок зданий вспомогательного ствола; *3* — административно-бытовой комбинат; *4* — погрузочные бункера с проборазделочной и погрузочным пунктом; *5* — здание двухступенчатых вентиляторов; *6* — отстойники шахтных вод; *7* — хлораторная; *8* — резервуар противопожарного запаса воды; *9* — склад смазочных и осветительных материалов; *10* — рампа для разгрузки грузов; *11* — мастерская шахтной деревянной крепи

ставляет 30—60 сек. Скорость движения вагонеток чаще всего принимают равной 2,5 *м/сек.*

Подвесные канатные дороги можно также применять для транспортировки полезного ископаемого на склады и образования отвалов породы.

Полная механизация и автоматизация всех производственных процессов на поверхности шахты является необходимой предпосылкой дальнейшего повышения производительности труда

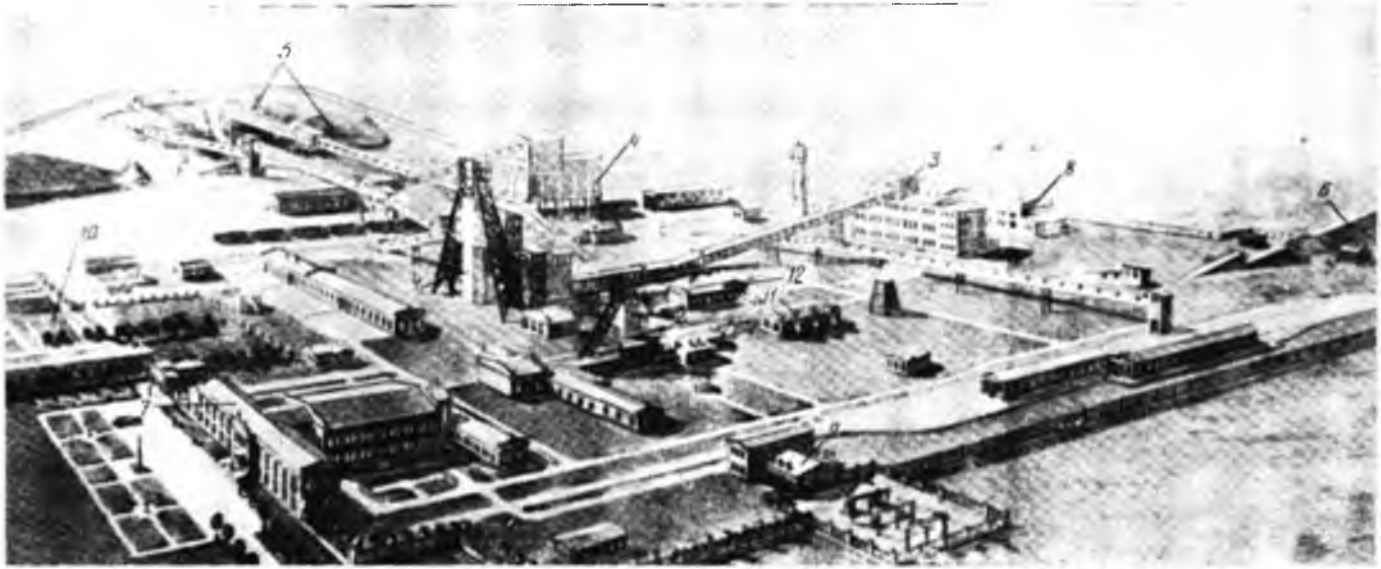


Рис. 441. Общий вид поверхности современной шахты:

1 — надшахтный копер главного скипового ствола; *2* — надшахтный копер вспомогательного ствола с опрокидными клетями; *3* — обогатительная фабрика; *4* — погрузочные бункера; *5* — скреперный склад угля; *6* — породный отвал; *7* — административно-бытовой комбинат; *8* — котельная; *9* — электроподстанция; *10* — лесной склад; *11* — компрессорная; *12* — главный шахтный вентилятор

по шахте в целом и улучшения условий труда. Практиковавшиеся до последнего времени схемы компоновки наземных шахтных сооружений, приводившие, как правило, к рассредоточению их на сравнительно большой площади (см. рис. 432), не создавали для этого условий.

Поэтому разработан ряд проектов шахт, в которых принят принцип размещения всех обслуживающих шахту устройств и помещений в нескольких блоках (рис. 440), основными из кото-

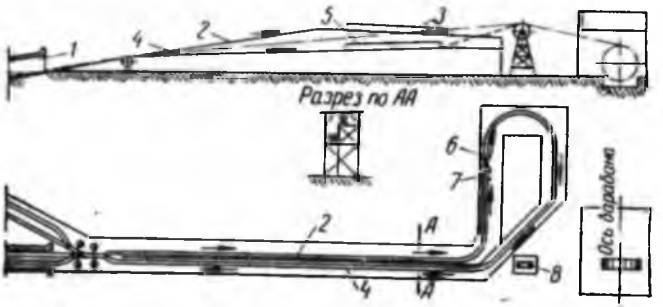


Рис. 442. Схема приемки полезного ископаемого на поверхности при наклонном стволе при подъеме в вагонетках:

1 — устье наклонного ствола; *2* — грузовой путь; *3* — состав груженых вагонеток; *4* — порожняковый путь; *5* — состав порожних вагонеток; *6* — опрокидыватель; *7* — стопор-дозатор; *8* — шкив

рых являются *блок главного ствола, блок вспомогательного ствола* и *блок административно-хозяйственный.* Предполагается полная механизация и автоматизация всех технологических процессов на поверхности. При этом всю поверхность будет обслуживать несколько операторов.

При блокированной компоновке наземных шахтных сооружений создаются условия для индустриализации их строительства с использованием сборных железобетонных конструкций.

Общий вид поверхности современной шахты, где показаны все основные здания и сооружения технологического комплекса, приведен на рис. 441.

Схемы приемки полезного ископаемого на поверхности при вскрытии наклонными стволами приведены на рис. 442 и 443.

При подъеме в вагонетках (рис. 442) груженые вагонетки вытягиваются подъемной лебедкой на приемную площадку, канат отцепляют, и вагонетки самокатом идут к опрокидывателю и далее к порожняковой площадке у спуска в наклонный ствол. Канат прицепляется к порожнему составу, и последний спускается в шахту.

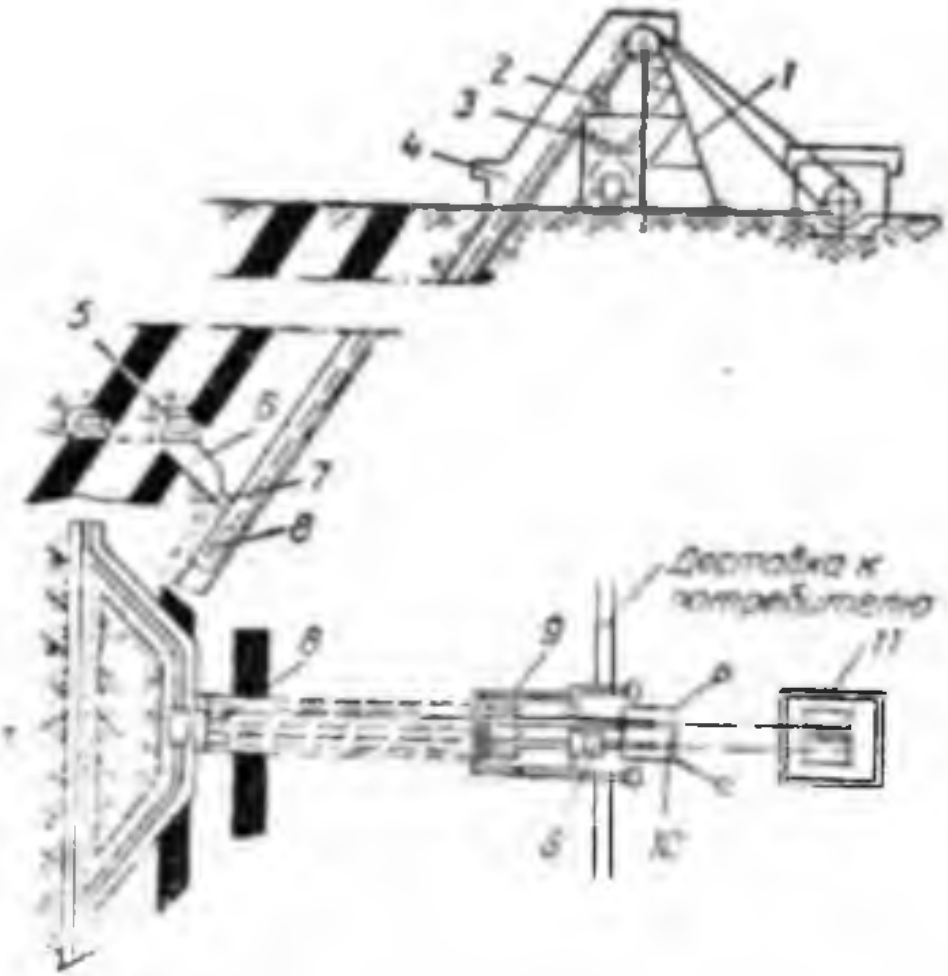


Рис. 4-13. Схема приемки полезного ископаемого на поверхности при подъеме по наклонному стволу в скипах:

1 — копер; *2* — кривые для разгрузки скипов; *3* — бункер для приема ископаемого из скипов и погрузки его в железнодорожные вагоны; *4* — устье ствола; *5* — околоствольный двор; *6* — подземный бункер; *7* — дозатор скипов; *8* — скип; *9* — надшахтное здание; *10* — копровые шкивы; *11* — подъемная машина

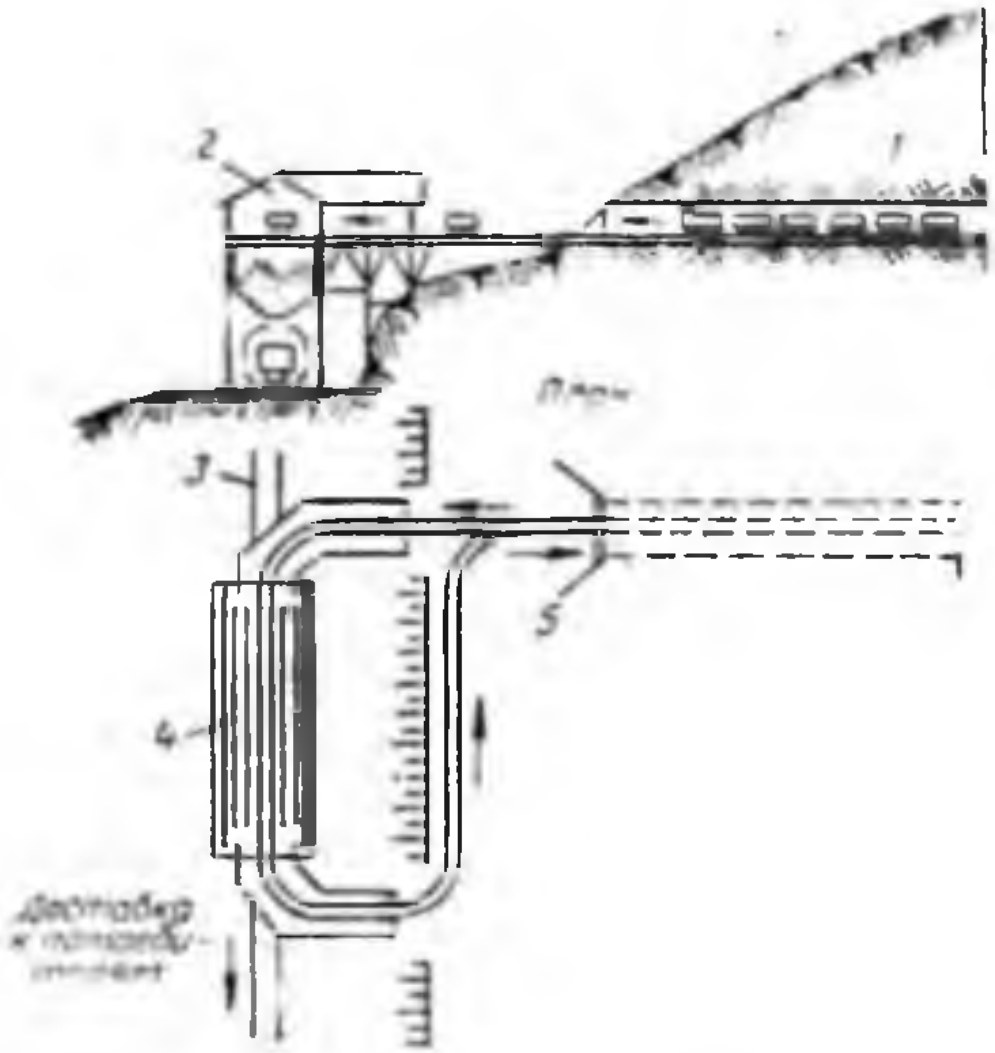


Рис. 414. Схема приемки полезного ископаемого на поверхности при вскрытии штольней:

1 — штольня; *2* — бункер для перегрузки ископаемого из вагонеток в железнодорожные вагоны; *3* — железнодорожный путь; *4* — бункер; *5* — устье штольни

Обычно, чтобы не задерживать подъем на период разгрузки вагонов и движения их по самокатным путям, в запасе имеется состав порожняка.

При подъеме в скипах разгрузка их может производиться непосредственно в железнодорожный погрузочный бункер (рис. 443).

Схема приемки угля на поверхности у штольни показана на рис. 444.

ОРГАНИЗАЦИЯ ШАХТНОГО ТРАНСПОРТА

§ 175. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТА

Отдельные звенья подземного транспорта — от забоя до выдачи на поверхность — неразрывно связаны между собой. Остановки и задержки на одном из них неизбежно отражаются на смежных. Поэтому, помимо комплексной механизации всех звеньев, работа подземного транспорта должна протекать по общешахтному плановому графику.

Такой график составляется на каждый месяц и должен состоять из следующих основных частей:

1) графика работы подъема;
2) графика работы уклонов и бремсбергов;
3) плана расстановки вагонного парка;
4) плана почасовой подачи порожняка;
5) сводного планового графика движения электровозов;
6) расписания движения пассажирских составов по наклонным и горизонтальным выработкам;
7) плана доставки материалов на участки;
8) плана расстановки и графика выходов рабочих внутри шахтного транспорта.

В графике работы скипового подъема указаны часы осмотра канатов, скипов и ствола и ревизии подъемной машины.

График работы клетевого подъема устанавливает распределение во времени и продолжительность всех основных его операций: выдачи угля и породы, спуска и подъема людей, спуска материалов, осмотра клетей, канатов и ствола и ревизии подъемной машины.

График работы уклонов и бремсбергов предусматривает при откатке бесконечным канатом число вагонеток на ветви, а при откатке концевым канатом — число вагонеток в одном составе; почасовую производительность откатки и часы осмотра и ремонта выработки.

Для ремонта уклона (бремсберга) следует выделять одну смену в сутки. Если выделение целой смены невозможно, на ре-

монт выработки должно ежесуточно отводиться подряд не менее 3 час.

План расстановки вагонного парка должен обеспечивать на начало каждой смены наличие на погрузочных и обменных пунктах запаса порожняка, необходимого для нормальной работы всех забоев (табл. 34).

Таблица 34

Количество порожних вагонеток к началу добычной смены

Погрузочные и обменные пункты	Количество вагонеток
Погрузочный пункт лавы, работающей по графику один цикл в сутки	Не менее одного электровозного состава
Подготовительный забой	Состав вагонеток, обеспечивающий двухчасовую работу забоя
Промежуточная приемно-отправительная площадка уклона (бремсберга), обслуживающая одну или несколько лав, работающих по графику один цикл в сутки	Один-полтора электровозных состава
Основная приемно-отправительная площадка уклона или бремсберга	Полтора-два электровозных состава
Околоствольный двор:	
а) при одновременной работе на горизонте околоствольного двора до пяти электровозов включительно	Два электровозных состава
б) при одновременной работе на горизонте околоствольного двора свыше пяти электровозов	Два с половиной-три электровозных состава

График (см. рис. 414) движения электровозов строят исходя из почасовой подачи порожняка. Этот график увязывает движение электровозов по однопутевым выработкам и маневры в околоствольном дворе.

Поступление груженых поездов в околоствольный двор и отправление порожних составов на участки должно быть организовано так, чтобы обеспечить нормальную работу подъема и предотвратить чрезмерное скопление вагонеток в околоствольном дворе.

Интервал времени между прибытиями электровозов с груженными составами в околоствольный двор и между отправлениями порожних составов из околоствольного двора, как правило, должен быть меньше нормативной продолжительности

разгрузки в опрокидывателе (или выдачи по стволу и разгрузки на поверхности) одного состава.

План доставки материалов составляют из условия обеспечения нормальной работы участка, определяющейся запасом:

1) крепежного леса — в размере 1—2-суточной потребности;

2) металлических стоек — в размере 3% от числа стоек, установленных в лаве;

3) металлических рам — в количестве 5 на каждом штреке;

4) рельсов — в количестве 6—12 в зависимости от числа путей на каждом штреке.

Для обеспечения погрузки угля из лав, работающих по цикличному графику с суточной добычей более 100 *т*, а также оборудованных комбайнами, и для непрерывного обмена вагонеток откаточный штрек должен проводиться двухпутевым сечением с настилкой двух путей до забоя штрека. После отхода очистного забоя допускается перекрепление штрека на однопутевой. В остальных случаях должны устраиваться разминовки с расстоянием от погрузочного пункта не более 100 *м*. Забои откаточных штреков должны опережать погрузочный пункт при лавах с суточной добычей менее 100 *т* не менее чем на 50 *м*, а при добыче более 100 *т* в сутки, а также при лавах, оборудованных комбайнами, — не менее чем на 70 *м*.

Маневровые работы на всех погрузочных пунктах лав должны быть механизированы при помощи однобарабанных маневровых лебедок или пневматических и электрических толкателей.

Оперативное руководство работой подземного транспорта осуществляется сменным диспетчером, который обязан на начало добычной смены обеспечить расстановку порожняка по плану, а в течение смены организовать бесперебойный обмен груженых вагонеток на порожняк, не допуская нарушения общешахтного планового графика.

Сменный диспетчер составляет исполнительный график электровозной откатки и диспетчерский рапорт за свою смену.

§ 176. ПЕРЕДВИЖЕНИЕ ЛЮДЕЙ ПО ВЫРАБОТКАМ

При спуске и подъеме людей по вертикальным стволам в клетях необходимо соблюдать следующие правила предосторожности:

1) до полной остановки не входить в клеть и не выходить из нее, причем вход и выход должны быть разрешены рукоятчиком (на поверхности) или стволовым (в околоствольном дворе);

2) не садиться в клеть после сигнала;

3) при посадке в клеть соблюдать порядок;

4) в клети стоять спокойно и не менять места;

5) не спускаться без лампочки и предохранять пламенные лампы от капежа и задувания;

6) не входить в клеть с грузом;

7) инструменты при спуске класть на пол, причем следить, чтобы они не высовывались из клети;

8) не высовываться из клети во время ее движения;

9) во время спуска держаться за поручни.

Передвижение людей по горизонтальным выработкам пешком допускается лишь при наличии свободных проходов шириной не менее 0,7 *м*. При расстоянии 1 *км* и более должна быть организована механическая перевозка людей в специальных вагонетках, имеющих крышу для предохранения от возможного падения кусков породы из кровли выработки и от контактного провода (в случае откатки контактными электровозами). В отдельных случаях с разрешения горного надзора возможна перевозка людей по горизонтальным выработкам в специально приспособленных обычных вагонетках.

По наклонным выработкам, по которым происходит доставка груза в вагонетках или других откаточных сосудах, передвижение людей запрещается.

По наклонным стволам и выработкам, служащим выходами между горизонтами, должна быть оборудована механическая перевозка людей в отдельных вагонетках или поездами, состоящими из нескольких вагонеток. Каждый поезд или отдельная вагонетка должны быть снабжены достаточно надежными и безотказно действующими автоматическими приспособлениями, плавно, без резкого толчка останавливающими поезд при обрыве каната или сцепки.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какие существуют виды шахтного транспорта и их назначение?
2. Как определить расчетную производительность транспортного устройства?
3. Что такое коэффициент сопротивления (тяги), и как его определить?
4. Опишите условия применения и средства доставки под собственным весом?
5. Какие существуют типы конвейеров, и в каких условиях они применяются?
6. В чем заключается скреперная доставка?
7. В чем заключается гидравлический и пневматический транспорт, и в каких условиях они применяются?
8. Опишите строение рельсового пути и его элементы.
9. Какие применяются в шахте вагонетки и способы их разгрузки?
10. Какие в шахтах применяются электровозы, и как организуется их работа?
11. Что такое канатная откатка и как организуется с ее помощью откатка по горизонтальным и наклонным выработкам?
12. Как механизируются маневровые работы у погрузочных пунктов?

13. Как осуществляется в околоствольном дворе откатка и загрузка подъемных сосудов?

14. Какие применяются подъемные сосуды и подъемные машины для подъема их по вертикальным шахтным стволам?

15. Какие основные технические сооружения строят на шахтной площадке?

16. Чем отличается компоновка технических сооружений на земной поверхности на современных шахтах от строившихся раньше?

17. Как организуется работа подземного транспорта?

18. Какие основные требования Правил безопасности должны соблюдаться при передвижении людей по выработкам?

Глава XX

ШАХТНЫЙ ВОДООТЛИВ

§ 177. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Проникновение воды в горные выработки объясняется различными причинами. С одной стороны, при проведении выработок приходится пересекать водоносные горные породы, дающие больший или меньший приток воды в выработку. С другой стороны, трещины, образующиеся в боковых породах при обрушениях в выработанном пространстве, могут распространиться до вышележащих водоносных горизонтов и послужить путями для проникновения подземных вод в выработки. Само полезное ископаемое также может содержать большее или меньшее количество воды. Вода в шахту может попадать с поверхности через выходы пластов и трещины в породах, наконец она может проникать из старых, обычно затопленных выработок.

Так как гидрогеологические условия отдельных месторождений и отдельных шахтных полей неодинаковы, то и приток воды в разных шахтах различен.

Водообильность шахты обычно характеризуется так называемым *коэффициентом водообильности*, указывающим количество (в кубических метрах) воды, поступающей в шахту, на тонну добываемого полезного ископаемого. В большинстве случаев коэффициент водообильности больше единицы.

Весенний приток воды бывает в $1\frac{1}{2}$—2 раза больше нормального, так как при таянии снегов (так же, как иногда при обильных длительных осадках) проникновение воды в шахту повышается.

Кроме нормального притока, могут иметь место внезапные прорывы значительных количеств воды в горные выработки из старых затопленных выработок, из подземных полостей, заполненных водой, из сильно водоносных пород, залегающих в кровле полезного ископаемого на сравнительно небольшом расстоянии, или из поверхностных водоемов, под которыми производятся горные работы.

Шахтные воды отличаются большим разнообразием химического состава. Они не пригодны для питья и часто не пригодны для технического использования.

Иногда шахтная вода содержит свободную серную кислоту. Такие воды носят название *кислотных* и очень вредны вследствие их разъедающего действия на насосы, трубы, рельсы и другие металлические предметы, а также на обувь и одежду рабочих.

Для уменьшения кислотности шахтной воды иногда ее нейтрализуют негашеной известью, которую доставляют с поверхности в вагонетках и лопатками забрасывают в канавки, где протекает вода, или в специальные водоотстойники. Так как нейтрализация производится не всегда, то принимают специальные меры против разъедающего действия кислотной воды на насосы и трубы: части насоса, подверженные воздействию воды, изготовляют из кислотоупорной бронзы или нержавеющей стали, а трубы футеруют деревом или свинцом.

В задачи шахтного водоотлива входит: 1) ограждение горных выработок от проникновения в них поверхностных вод; 2) ограждение горных выработок от внезапного прорыва в них вод; 3) откачка шахтных вод на поверхность.

§ 178. ОГРАЖДЕНИЕ ВЫРАБОТОК ОТ ЗАТОПЛЕНИЯ

Для предупреждения возможности попадания поверхностных вод в подземные выработки шахтные стволы и штольни необходимо закладывать на не затопляемых водой местах.

Кроме того, устье стволов ограждают от возможности попадания в шахту ливневых вод путем возведения крепи стволов на 0,5—1 *м* выше уровня поверхности земли, проведения специальных водоотводных канав и пр.

Чтобы по возможности уменьшить проникновение в шахту дождевой воды и воды от таяния снега, необходимо вести наблюдение за направлением поверхностных потоков и отводить их от тех мест (большие трещины, провалы, старые выработки и пр.), через которые вода может проникать в подземные выработки.

Для предупреждения неожиданных затоплений каждое шахтное поле по границам с соседним должно иметь барьерные целики. Ширина d барьерных целиков может быть определена по формуле

$$d = 5m + 0{,}02H + 0{,}002L, \qquad (254)$$

где m — мощность пласта, *м*;

H — глубина разработки, *м*;

L — протяженность маркшейдерской съемки от стволов смежных шахт к барьерному целику, *м*.

При производстве работ ниже затопленных выработок ширина предохранительного целика должна быть не менее 10—30 *м* по падению и устанавливается в каждом отдельном случае специальным расчетом.

Все горные выработки (при их проведении), приближающиеся к границам участка или к выработкам, в которых можно ожидать скопления воды (или газа), нужно проводить, руководствуясь маркшейдерскими планами, на которых должны быть

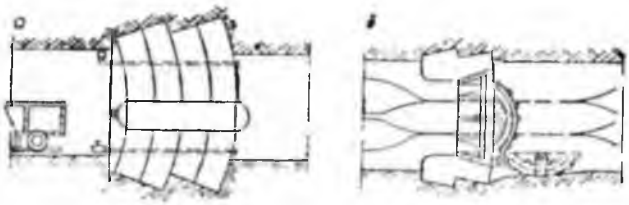


Рис. 445. Водонепроницаемая перемычка

нанесены все старые выработки. Из забоев проводимых в таких условиях выработок необходимо бурить разведочные (передовые) скважины длиной не менее 20 *м* и диаметром не более 50 *мм*, причем поперечное сечение этих выработок должно уменьшаться до наименьшего размера; в случае применения в них взрывных работ следует одновременно взрывать не более одного шпура.

Для предохранения шахты от затопления при внезапных прорывах воды на каком-нибудь ее участке в основных выработках (квершлаге, панельных штреках, в выработках околоствольного двора и т. д.) возводят *водонепроницаемые перемычки.*

Водонепроницаемые перемычки обычно делают из камня (кирпич, камень, бетон), реже из дерева и устанавливают в породах крепких и нетрещиноватых, не пропускающих воду. Для увеличения сопротивления перемычек напору воды поверхность их, обращенную в сторону выработанного пространства, делают сферической, а в стенках выработки делают врубы со скошенными поверхностями, чтобы под давлением воды перемычка заклинивалась (рис. 445).

Во избежание образования трещин в породе вруб выполняют по возможности не взрывными работами, а вручную. При возведении перемычки в нижней части ее укладывают трубу (рис. 445, *а*) для спуска воды. Несколько выше укладывают трубу таких размеров, чтобы через нее могли пролезть рабочие, возводящие перемычку; вверху устанавливают трубу для вы-

пуска из-за перемычки воздуха по мере затопления выработок. По окончании возведения перемычки рабочие вылезают через трубу, которую закрывают затем клапаном.

Трубу, предназначенную для спуска воды, закрывают вентилем, а на трубе, предназначенной для выпуска воздуха после затопления выработки водой, устанавливают манометр для измерения давления воды.

Указанные выше глухие перемычки могут устанавливаться как временные — при внезапных прорывах воды — и как постоянные — для ограждения работающих участков шахты от уже выработанных. На случай внезапного прорыва воды, возможность которого заранее можно предвидеть, или чрезмерных весенних притоков в квершлаге или в другой выработке устанавливают водонепроницаемые перемычки с герметическими дверями (рис. 445, *б*). Двери эти отливают из чугуна или стали и навешивают на заделываемую в перемычку раму из того же материала. При нормальном притоке воды двери перемычки оставляют открытыми и откачку производят обычным способом. В случае появления экстренных притоков воды, для откачивания которой мощность установленных насосов недостаточна, двери закрывают после удаления последнего рабочего, и воду задерживают за перемычкой. По мере возможности воду из-за перемычек спускают по трубе, заделываемой в кладке, как это было указано выше.

После спуска всей воды двери перемычки открывают, и возобновляется нормальная работа.

§ 179. ОТКАЧКА ШАХТНОЙ ВОДЫ

При нормальном притоке вода просачивается в выработки в виде отдельных капель (капеж) или струйками большей или меньшей величины. Эта вода по канавкам, устраиваемым в штреках и квершлагах, направляется в водосборник, расположенный в околоствольном дворе.

Водосборник представляет собой горную выработку, проводимую на 3—4 *м* ниже уровня околоствольного двора. Размеры водосборника принимают такими, чтобы он мог вместить воду от нормального притока в течение 8 час., чем, с одной стороны, обеспечивается возможность нормальной работы насоса в течение достаточно длительного периода времени, а с другой — создаются условия безопасности как на случай внезапных увеличений притока, так и при аварийных остановках насосов.

Шахтная вода обычно загрязнена и несет с собой в виде мути породную мелочь, поэтому водосборник служит и для отстаивания в ней шахтной воды. Образующийся на дне водосборника осадок следует периодически удалять.

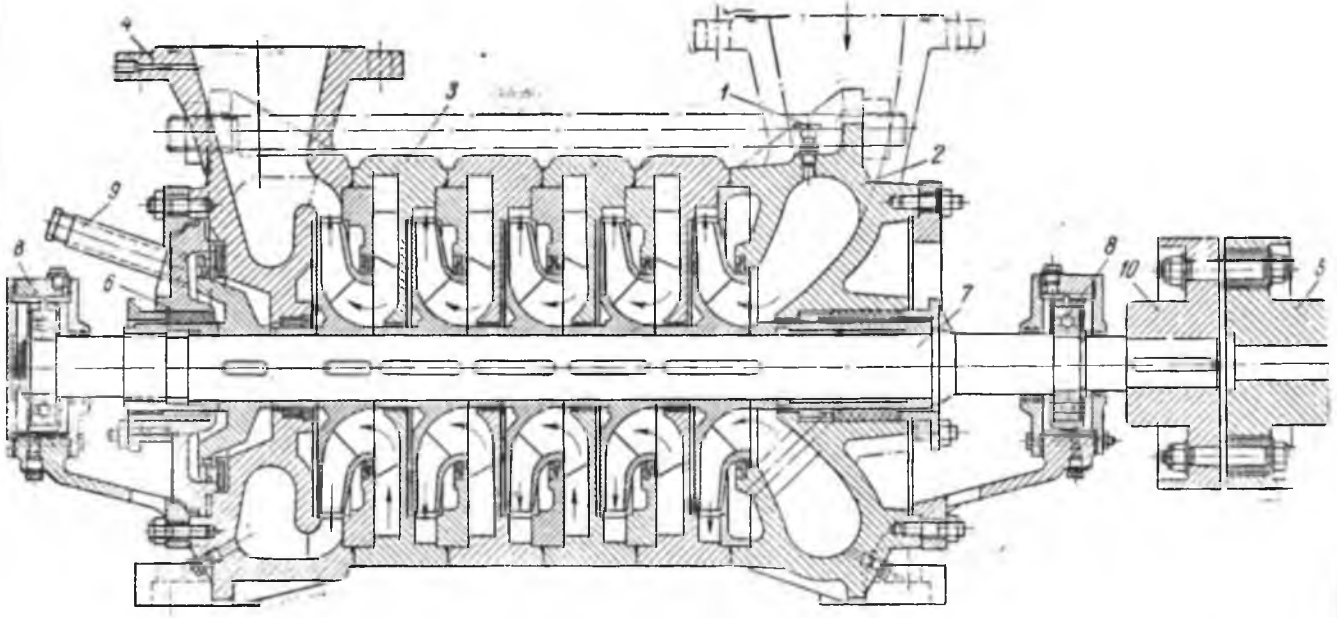


Рис. 446. Центробежный насос АЯП-5:

1 — кран воздушный; *2* — крышка всасывания; *3* — направляющий аппарат; *4* — крышка нагнетания; *5* — полумуфта двигателя; *6* — рубашка; *7* — вал; *8* — подшипники; *9* — трубка разгрузки; *10* — полумуфта насоса

Чтобы можно было производить чистку водосборника, последний обычно делают из двух независимых выработок или же из одной, но разделенной перемычкой. Эти части должны быть герметически изолированы одна от другой и иметь самостоятельные выходы для того, чтобы при чистке одной части водосборника вся вода могла собираться в другой.

Для откачки воды из водосборника на земную поверхность применяют почти исключительно центробежные насосы (рис. 446).

Перед пуском насос обязательно заполняют водой. При вращении колес вода под действием центробежной силы отбрасывается от центра их к периферии и поступает в нагнетательной трубопровод; в центре кожуха создается при этом разрежение (вакуум), вода поднимается по всасывающему трубопроводу и поступает в насос (направление движения воды показано стрелками).

По роду энергии насосы могут быть электрическими и паровыми. Для водоотлива в период эксплуатации шахт применяют исключительно электрические центробежные насосы.

Насосы устанавливают в насосной камере, располагаемой вблизи ствола, в котором размещены водоотливные трубы (см. рис. 35). Конец всасывающей трубы снабжается храпком с клапаном (чтобы и после остановки насоса труба была заполнена водой) и сеткой, предохраняющей насос от попадания в него грязи.

В случае затопления шахт вследствие аварий с крепью, внезапных прорывов воды через трещины или при обрушении пород, а также по другим причинам воду откачивают подвесными насосами, эрлифтами или перепускают ее на нижележащие горизонты (при их наличии), с которых откачивают при помощи насосов соответствующей производительности. Организация работ по откачке затопленных шахт разрабатывается в каждом отдельном случае применительно к конкретным условиям.

В настоящее время работа насосов в значительной мере автоматизирована, т. е. при подъеме воды до определенного уровня насос автоматически включается. При опускании воды ниже установленного уровня насос автоматически выключается.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Откуда поступает вода в подземные выработки, и в чем заключаются задачи шахтного водоотлива?
2. Как можно оградить подземные выработки от затопления?
3. Какие типы перемычек применяются для ограждения подземных выработок от затопления?
4. Как осуществляется откачка воды, поступающей в шахту?

Глава XXI

ПРОВЕТРИВАНИЕ

§ 180. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Нормальный атмосферный воздух представляет собой довольно постоянную смесь газов (азота, кислорода и углекислоты) и паров воды.

Обычно в сухом атмосферном воздухе содержится около 79% азота, 20,96% кислорода и 0,04% углекислого газа. Содержание паров воды в воздухе подвержено довольно широким колебаниям.

Газовый состав воздуха сохраняется постоянным вследствие большого объема воздушной оболочки земли, взаимной компенсации происходящих на земле химических процессов, большой подвижности атмосферы и склонности газов к диффузии. Однако в пространствах, ограниченных какими-либо мало проницаемыми для газов преградами, такое постоянство легко может быть нарушено, в связи с чем возникает необходимость удаления испорченного воздуха и замены его чистым, т. е. необходимость проветривания. Такие именно условия имеют место в подземных выработках, отделенных от земной поверхности толщей пород, покрывающих месторождение, и сообщающихся с ней ограниченным числом выработок сравнительно небольшого сечения.

Атмосферный воздух, проходя по подземным выработкам, претерпевает ряд химических и физических изменений: с одной стороны, уменьшается содержание кислорода и увеличивается содержание углекислого газа за счет дыхания людей, горения ламп, гниения и т. п., а с другой, — к воздуху присоединяются выделяемые горными породами различные вредные газы и газы, образующиеся при взрывных работах, а также пыль. Интенсивность изменения состава воздуха вследствие указанных процессов зависит от газоносности полезного ископаемого и пород, по которым проводят выработки, скорости движения воздуха по выработкам, протяженности последних и степени склонности

полезного ископаемого и пустых пород поглощать кислород и окисляться. При прочих равных условиях воздух, проветривающий подземные выработки, будет больше загрязняться при малой скорости его движения и в случаях, когда одна струя воздуха проходит длинный путь.

В шахтах выделяются самые разнообразные по своим свойствам газы: *метан* (CH_4), *углекислый газ* (CO_2), *сероводород* (H_2S), *сернистый газ* (SO_2) и ряд других.

Кроме того, при взрывных работах образуются *окись азота* (NO) и *окись углерода* (CO). Массовое насыщение шахтного воздуха окисью углерода происходит при подземных пожарах и взрывах угольной пыли.

Шахтный воздух отличается от атмосферного также по влажности, температуре, давлению и удельному весу.

Задачей проветривания шахт, кроме обеспечения выработок пригодным для дыхания воздухом, является поддержание в них нормальной температуры и влажности. Так как проветривание является основным фактором улучшения и оздоровления условий труда и повышения безопасности работ, то на него в СССР обращено серьезное внимание.

Состав шахтного воздуха и основные правила вентиляции регламентированы Правилами безопасности, имеющими у нас силу закона.

§ 181. ШАХТНЫЙ ВОЗДУХ

Кислород

Содержание кислорода в шахте уменьшается, как указывалось выше, за счет дыхания людей, горения ламп, процессов медленного окисления органических и неорганических веществ и разбавления кислорода выделяющимися в шахте газами.

Для поддержания работоспособности и здоровья человека по нашим Правилам безопасности содержание кислорода в действующих выработках должно быть не ниже 20% по объему.

Значительное и резкое уменьшение содержания кислорода в воздухе происходит при подземных пожарах и взрывах газа и пыли. При снижении количества кислорода до 17% у людей замечаются болезненные явления, а при уменьшении кислорода до 12% возможны и смертельные случаи.

Содержание кислорода в воздухе проверяют по его способности поддерживать горение или при помощи переносных *кислородных газоанализаторов,* например газоанализатора КС-1 конструкции МакНИИ. Наиболее простым, обеспечивающим достаточную безопасность работ индикатором (определителем)

содержания кислорода в шахтных условиях является бензиновая лампа.

При снижении содержания кислорода до 19% сила света лампы понижается до $^2/_3$ по сравнению с нормальной, а при снижении кислорода до 17,5—16,5% лампы гаснут.

Углекислый газ

Углекислый газ (CO_2) — бесцветный газ со слабокислым вкусом и запахом; удельный вес его 1,52. Углекислый газ ядовит, но в слабой степени. При содержании 5—10% он действует раздражающе на слизистые оболочки глаз.

Сравнительно небольшое увеличение содержания углекислого газа (до 1%) сказывается главным образом на повышении интенсивности дыхания. При повышении его содержания до 3% дыхание удваивается даже в состоянии покоя, а работа вызывает сильное утомление. При 5% дыхание становится очень тяжелым, при 6% появляются сильная одышка и слабость, при увеличении содержания углекислоты до 10% и выше может наступить обморочное состояние, а при 20—25% и выше человеку угрожает смертельное отравление.

Наибольшее количество углекислого газа обычно выделяется из пластов угля и вмещающих пород, а также при гниении крепежного леса. Меньшие его количества образуются в результате дыхания людей и животных, горения пламенных ламп, разложения органических веществ.

Выделение углекислого газа из пласта угля и вмещающих пород обычно происходит постепенно и опасности не представляет. В некоторых угольных бассейнах за рубежом выделение углекислого газа происходит бурно — в виде внезапных выбросов. Во Франции известны случаи внезапных выбросов углекислого газа и угольной мелочи, сопровождавшихся человеческими жертвами. Значительное насыщение шахтного воздуха углекислым газом происходит при взрывах метана и угольной пыли, а также при подземных пожарах.

По среднему количеству выделяющегося углекислого газа на 1 *т* суточной добычи шахты делят на категории: к I категории относят шахты, в которых выделяется CO_2 до 5 $м^3/т$ суточной добычи, ко II — от 5 до 10 $м^3/т$ и к III — от 10 до 15 $м^3/т$. При выделении CO_2 свыше 15 $м^3/т$ шахте считается сверхкатегорной.

Правила безопасности требуют, чтобы содержание углекислого газа во всех местах подземных работ было не выше 0,5%, а в общей исходящей струе не больше 1%. Увеличение содержания углекислого газа в воздухе может быть определено по го-

рению ламп. Однако ввиду того, что на устойчивость горения и силу света, кроме содержания углекислого газа, влияют также подвижность воздуха и содержание кислорода, можно лишь грубо ориентировочно принять, что при содержании углекислого газа 1,5% потухшую лампу трудно зажечь, а при 3—4% бензиновые и масляные лампы начинают гаснуть в неподвижном воздухе (при подвижном воздухе нормы несколько выше).

Во всяком случае повышенное содержание углекислого газа сказывается на горении в большей степени, чем на дыхании человека. Поэтому горение бензиновых ламп указывает на отсутствие опасных для людей концентраций углекислого газа.

Макеевский научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ) сконструировал переносный газоанализатор на углекислый газ УП-3, работающий на принципе поглощения углекислого газа из пробы испытуемого воздуха твердым химическим поглотителем (ХПИ) и измерения получающегося при этом в камере прибора разрежения.

Более тяжелый, чем воздух, углекислый газ (удельный вес 1,5) обычно собирается у подошвы выработок, и поэтому для его обнаружения следует опускать лампу вниз. Значительное количество углекислого газа может скопляться на дне нисходящих выработок; поэтому перед спуском в оставленные шурфы или другие нисходящие выработки необходимо предварительно проверить чистоту воздуха опусканием зажженной лампы или при помощи газоанализаторов.

Окись углерода

Окись углерода (угарный газ CO) — газ без цвета и запаха с удельным весом, близким к удельному весу воздуха (0,97).

В шахтах этот газ образуется главным образом при пожарах, взрывах метана и угольной пыли (особенно одной пыли) и при взрывных работах. Окись углерода горюча в смеси с воздухом (в пределах от 13 до 75% эта смесь даже взрывчата). Опасность ее заключается в ее ядовитости, являющейся результатом того, что гемоглобин крови в 250—300 раз интенсивнее соединяется с окисью углерода, чем с кислородом. Поэтому даже при небольшом содержании окиси углерода в организме наступает кислородное голодание. После значительного насыщения крови окисью углерода, когда 70—80% гемоглобина соединится с ней, наступает смерть.

На человека, находящегося в состоянии покоя, содержание в воздухе окиси углерода 0,01% не оказывает влияния в течение нескольких часов. При увеличении содержания окиси углерода

до 0,1% через час наступает неопасное отравление, при 0,15—0,20% — опасное отравление, при 0,5% — смерть через 20—30 мин., а при содержании окиси углерода в 1% сознание теряется после нескольких вдохов. Санитарная норма содержания CO в шахтном воздухе установлена равной 0,0016%.

Определяют содержание окиси углерода при горноспасательных работах при помощи хлористого палладия, из раствора которого после соприкосновения с окисью углерода выпадает темный осадок. Существуют и другие способы определения содержания CO, в частности, МакНИИ сконструировал специальный прибор — *окисьуглеродный газоопределитель С-1.*

Сероводород и сернистый газ

Сероводород (H_2S) является тяжелым (удельный вес 1,14) сильно ядовитым газом с характерным запахом тухлых яиц. Содержание его в воздухе в количестве больше 0,1% опасно для жизни человека. При содержании в воздухе 6% сероводорода образуется взрывчатая смесь.

Сероводород в шахте образуется в результате гниения лесных материалов и выделяется в чистом виде из трещин и пустот.

О присутствии сероводорода даже в небольшом, безопасном количестве дает знать его запах.

Большая растворимость сероводорода в воде (1 *л* воды растворяет 3,2 *л* сероводорода) требует особой осторожности в выработках, где имеются скопления воды (если запах указывает на наличие сероводорода), так как при нарушении равновесия воды (падение стойки, породы и т. п.) может произойти выброс большого количества этого газа.

Сернистый газ (SO_2) сильно ядовит. Он разъедает слизистую оболочку, особенно глаз, за что получил название глазоедки. Даже кратковременное пребывание в атмосфере, содержащей этот газ в количестве всего 0,05%, опасно для жизни. В шахтах его содержание обычно значительно ниже.

Сернистый газ иногда выделяется вместе с гремучим газом и сероводородом.

Газы, получающиеся при взрывных работах

После взрыва в шпурах зарядов взрывчатых веществ образуется ряд газов, из которых наиболее опасны ядовитые газы — окись углерода и окись азота. О свойствах окиси углерода говорилось выше.

Окись азота NO, образующаяся в момент взрыва, соединяясь с кислородом воздуха, переходит в двуокись азота NO_2 — весьма

ядовитый газ, раздражающе действующий на слизистую обо лочку (глаз, носа, рта), а также на бронхи и легкие.

Не опасным для здоровья человека считается содержани окислов азота в воздухе менее 0,004%. Содержание же их в ко личестве выше 0,08% грозит человеку смертью, а в пределах 0,004—0,08% представляет серьезную опасность для здоровья

Поэтому не следует входить в выработки после взрывных работ до надлежащего их проветривания.

Метан (рудничный газ)

Из всех встречающихся в шахтной атмосфере газов наиболь шую опасность представляет рудничный газ.

Рудничный газ представляет собой чистый метан (CH_4) с небольшой примесью углеводородов (*этана* и *этилена*), водорода, углекислого газа, азота и др.

Метан образовался одновременно с углем. Незначительная его часть в виде свободного газа заполняет трещины и пустоты в полезном ископаемом[1] и вмещающих породах. Большая же часть метана находится в виде связанного адсорбированного и абсорбированного газа. В первом случае метан сгущается на по верхности пористого угля или породы; при абсорбции — он про никает в массу угля.

В период эксплуатации месторождений метан частично вы деляется в шахтную атмосферу.

По характеру его выделения различают: 1) обыкновенное или непрерывное выделение из невидимых на-глаз пор в угле и породе; 2) суфлярное — из видимых на-глаз трещин и пустот, про должающееся обычно в течение более или менее продолжитель ного времени; 3) внезапное — в значительных количествах, со провождающееся выбросом больших масс угля или породы. Это последнее обычно происходит в течение относительно очень ко роткого времени

Выделение метана возрастает с глубиной разработки.

Так как рудничный газ состоит главным образом из метана, то он и обладает всеми свойствами последнего.

Метан — бесцветный и неядовитый газ, не имеющий вкуса и запаха. Удельный вес его 0,554, поэтому он собирается всегда у кровли, особенно в глухих забоях восстающих выработок. Боль шие его скопления опасны тем, что при этом значительно умень шается содержание кислорода в воздухе. Метан обладает спо собностью гореть.

---

[1] Метан, кроме угольных шахт, встречается в калийных и некоторых металлических рудниках, когда рудная залежь залегает вблизи газоносных угольных пластов.

В зависимости от количества содержащегося в атмосфере метана и кислорода горение может происходить с большей или меньшей интенсивностью. При содержании метана до 5% горение происходит только около источника высокой температуры; смесь 5,5—6% метана с воздухом становится взрывчатой. При содержании метана свыше 16% смесь снова перестает быть взрывчатой и не поддерживает горения.

Наибольшей силы взрыв достигает при 9,5% метана, когда весь кислород воздуха соединяется со всем объемом метана. Если взрывчатую смесь соответственно нагреть хотя бы в одной точке, то происшедший взрыв передается всей массе смеси, которая в этом случае может взорваться и при содержании метана, меньшем 5,5%.

При соприкосновении метана с открытым огнем взрыв наступает не сразу, а с некоторым запозданием, определяющимся временем, необходимым для нагревания газа. Это время запаздывания взрыва в значительной степени зависит от температуры источника тепла. Так, например, при температуре 650° воспламенение происходит через 10 сек., а при 1200° запаздывание составляет всего лишь 0,01—0,02 сек., т. е. взрыв фактически происходит мгновенно.

Взрыв газа представляет настолько большую опасность для людей и всей шахты в целом, что на шахтах, в которых наблюдается выделение метана, устанавливают специальный газовый режим, предусматривающий ряд мероприятий, направленных к увеличению безопасности работ.

Эти мероприятия в основном сводятся к уменьшению содержания метана в воздухе и к исключению возможности воспламенения газа. В шахты, опасные по газу (газовые шахты), подают значительно больше воздуха, чем в негазовые. Необходимо, чтобы содержание метана в общей исходящей струе не превосходило 0,75%, а в исходящей струе отдельных участков — 1%.

При повышении содержания метана в выработке до 2% необходимо прекращать работы и удалять всех рабочих из забоя.

Для контроля за чистотой воздуха требуется периодическое (не реже двух раз в смену) опробование воздуха на содержание метана.

Наиболее распространенными индикаторами на метан до последнего времени служили предохранительные бензиновые лампы.

В настоящее время разработан целый ряд переносных газоанализаторов и, в частности, прибор МакНИИ МС-2.

В газовых шахтах применяют специальные предохранительные лампы, аккумуляторные электровозы и электродвигатели во

взрывобезопасном исполнении. Кроме того, в газовых шахтах введены известные ограничения относительно взрывных работ (предохранительные взрывчатые вещества и т. д.), а в сильно газовых шахтах с внезапным выделением метана взрывные работы по углю запрещены вовсе.

В настоящее время для снижения газообильности шахт применяют искусственную дегазацию пластов с отсасыванием метана через скважины на поверхность и использованием его для промышленных и бытовых целей. Особенно большое распространение такая дегазация получила на шахтах Рура (ФРГ) и во Франции.

Количество выделяющегося метана в шахтах меняется в широких пределах, поэтому они по газообильности делятся на четыре категории (табл. 35).

Таблица 35

Категория шахт по газу

Количество метана, выделяющегося в сутки на 1 *т* среднесуточной добычи (относительная газообильность), *м*³	Категория по газу
До 5	I
От 5 до 10	II
От 10 до 15	III
Свыше 15 или шахты, разрабатывающие пласты, опасные по выбросам угля и газа и по суфлярам	Сверхкатегорные

§ 182. ШАХТНАЯ ПЫЛЬ

Общие сведения

Технология разработки месторождений полезных ископаемых связана с разрушением горных пород, которое приводит к образованию больших количеств пыли. Частично эта пыль оседает в выработках, частично находится во взвешенном состоянии в шахтном воздухе и выносится вентиляционной струей в наружную атмосферу.

Шахтная пыль, в зависимости от минералогического состава, может быть ядовитой (свинцовая, хромовая, марганцовая и др.) и неядовитой. Некоторая неядовитая пыль (силикатная кварцевая, угольная, асбестовая, сидеритная, нифелиновая и др.) при длительном вдыхании содержащего ее воздуха вызывает легочные заболевания.

Угольная, колчеданная и серная пыль в смеси с воздухом при известных условиях является взрывчатой.

Большое количество минеральной пыли образуется при сухом бурении шпуров и взрывных работах, при работе комбайнов, врубовых машин и отбойных молотков, при дроблении руды в камерах, при погрузочных работах и при транспортировке.

Количество пыли, взвешенной в воздухе, зависит от интенсивности пылеобразования и состояния проветривания.

Интенсивность пылеобразования характеризуется количеством пыли, образующейся при выполнении того или иного вида работ, и измеряется в *мг/сек, мг/мин* или *частиц/сек.* Например, интенсивность пылеобразования при скреперной погрузке составляет 30—130 *мг/сек,* при сухом бурении шпуров 130 *мг/сек*, при бурении шпуров с промывкой — 8 *мг/сек.*

При весовом методе определения запыленности воздуха последний пропускают через фильтр, который задерживает пыль. По весу осевшей пыли и количеству воздуха, прошедшего через фильтр, определяют содержание пыли в воздухе в *мг/м*^{3}.

Санитарная норма пыли в воздухе при породах, содержащих более 10% свободного кремнезема (SiO_2), установлена в 2 *мг/м*^{3}, для пыли других минералов она выше, но не более 10 *мг/м*^{3}.

Средствами борьбы с запыленностью воздуха в шахтах в настоящее время являются:

1) бурение шпуров с промывкой водой или водой с добавкой специальных смачивателей;

2) сухое пылеулавливание при бурении шпуров, разгрузке вагонеток в опрокидывателях и пр.;

3) орошение (увлажнение пыли) мест интенсивного пылеобразования: врубовых щелей, мест перегрузки полезного ископаемого, выработок перед взрыванием шпуров и пр.;

4) деятельное проветривание выработок;

5) нагнетание воды в массив угля перед его выемкой.

Особенно значительны взрывчатые свойства угольной пыли, которая при нагревании выделяет горючие газы. Опыты показали, что взрывчатость угольной пыли зависит как от ее свойств, так и от ее количества, взвешенного в воздухе.

Угольная пыль взрывчата не при всяком ее количестве в воздухе: когда ее содержится 30—40 *г* на 1 *м*^{3} воздуха, она становится взрывчатой, а при 1500—2000 *г* на 1 *м*^{3} облако пыли перестает быть взрывчатым. Во взрыве принимает участие вся пыль, начиная от мельчайшей до 0,75—1 *мм* в поперечнике; но носителем взрывчатых свойств является только тонкая, бархатистая на ощупь пыль с размерами частиц меньше 0,1 *мм.*

Повышение зольности и влажности пыли уменьшает ее взрывчатые свойства; взрывчатость пыли возрастает по мере увеличения содержания в угле летучих. Опасными по пыли по

действующим у нас Правилам безопасности считаются пласты ископаемого угля, содержащего свыше 10% летучих.

Температура воспламенения тонкой сухой угольной пыли несколько выше, чем метана (700—800°).

В присутствии метана пределы взрывчатости пыли расширяются. При повышении зольности до 60—70% или влажности до 50% угольная пыль теряет взрывчатые свойства.

Нормальное содержание пыли в воздухе значительно меньше опасных норм. Наибольшую опасность с точки зрения возможности взрыва угольной пыли представляют взрывные работы,

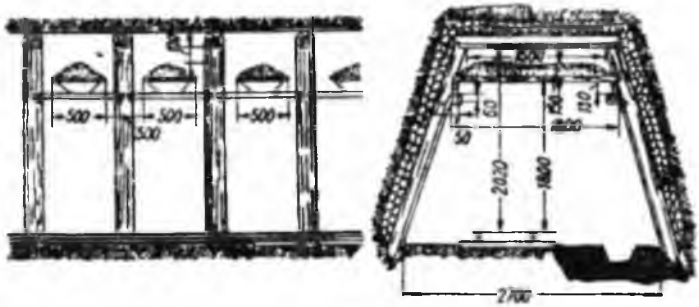


Рис. 447. Сланцевые заслоны

в результате которых осевшая на стенках выработок пыль поднимается в воздух и образует взрывчатое облако.

В целях предупреждения воспламенения пыли и распространения уже возникшего взрыва в шахтах, опасных по пыли, вводят те же ограничения по применению открытого огня, открытого электрооборудования и взрывных работ, что и в газовых шахтах. Кроме того, в таких шахтах применяют дополнительные мероприятия, направленные к уменьшению пылеобразования (орошение водой выработок и зарубной щели) и запыленности выработок (уборка пыли и побелка стенок известковым молоком), к борьбе с образованием пыльного облака (пылеотсасывание, орошение) и уничтожению взрывчатых свойств пыли (периодическое осланцевание выработок инертной сланцевой пылью, повышающей зольность угольной пыли до 60% на шахтах не газовых и до 80% на газовых шахтах).

Для противодействия распространению возникшего взрыва газа или пыли в выработках устраивают *сланцевые заслоны* (рис. 447), представляющие собой полки, устанавливаемые поперек выработки, с насыпанной на них сланцевой пылью.

Высота до полок заслона от подошвы выработки должна быть не менее 1,8 *м*, ширина полок — не менее 250 *мм* и не более 500 *мм*. Расстояние между кровлей выработки или крепью и

верхней поверхностью инертной пыли должно быть не менее 100 *мм* и не более 300 *мм*. Расстояние между полками должно быть равно ширине полки. Число полок определяется исходя из емкости отдельной полки и общего количества пыли в заслоне.

Количество инертной пыли для сланцевого заслона определяют из расчета 400 *кг* на 1 $м^2$ поперечного сечения выработки в свету в месте установки заслона для основных и 200 *кг* для промежуточных выработок.

Сланцевыми заслонами должны изолироваться:

а) крылья шахтного поля;

б) смежные выемочные участки крыла;

в) отдельные пласты (заслоны ставят на квершлаге);

г) отдельные забои подготовительных выработок (забои штреков, отстающие от очистных забоев менее чем на 100 *м*, не изолируют отдельными заслонами).

Расположение сланцевых заслонов определяется расстоянием от возможного места возникновения взрыва угольной пыли, которое должно быть не менее 60 *м* и не более 300 *м*.

При толчке от взрыва пыли или газа полки опрокидываются, инертный материал, расположенный на них, распыляется и, образуя облако, охлаждающее пламя, прекращает дальнейшее распространение взрыва.

Борьба со взрывами и воспламенением серной и колчеданной пыли в основном сводится к удалению пыли, осланцеванию или орошению боков выработок перед взрывными работами и запрещению применения источников открытого огня.

§ 183. ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ШАХТНОГО ВОЗДУХА

Удельный вес шахтного воздуха γ зависит от атмосферного давления, температуры и влажности. Влияние последней незначительно. Поэтому ею обычно пренебрегают, и удельный вес воздуха γ определяют по формуле

$$\gamma = 0{,}455 \frac{P}{T}, \qquad (255)$$

где P — атмосферное давление, *мм рт. ст.*;

T — абсолютная температура.

В качестве стандартного объемного веса принимают $\gamma = 1{,}2$ *кг*, что соответствует весу 1 $м^3$ воздуха при температуре 15°, давлении 760 *мм* и влажности 60%.

Давление воздуха B в подземных выработках зависит от давления воздуха B_0 у устья выработки, выходящей на поверхность,

глубины подземных выработок H, температуры t и влажности n воздуха, т. е.

$$B = f(B_0, H, t, n). \quad (256)$$

При изучении вопросов проветривания шахт давление воздуха выражают в атмосферах (*атм*), миллиметрах ртутного столба (*мм рт. ст.*) и в миллиметрах водяного столба (*мм вод. ст.*); B всегда больше B_0, причем на каждые 100 *м* глубины ствола в среднем давление увеличивается на 9—10 *мм рт. ст.*

Разница давления воздуха на поверхности и в подземных выработках, даже в самых глубоких шахтах, не превышает 30 *ат* и переносится человеческим организмом без затруднений.

Температура воздуха в подземных выработках зависит от следующих факторов:

1) нагревания воздуха от сжатия при опускании в шахту;

2) температуры горных пород и теплообмена между ними и воздухом;

3) экзотермических и эндотермических процессов, происходящих в подземных выработках;

4) скорости воздушной струи (интенсивности проветривания);

5) температуры воздуха на земной поверхности.

При опускании воздуха по стволам и наклонным выработкам происходит его нагревание вследствие сжатия, достигающее по данным А. А. Скочинского 1° на каждые 100 *м* глубины опускания. При подъеме на поверхность происходит расширение воздуха, сопровождающееся охлаждением в тех же пределах, т. е. примерно 1° на 100 *м* глубины.

Количество тепла, отдаваемого горными породами воздуху, заполняющему выработки, в основном зависит от разности температур породы и воздуха, коэффициента теплоотдачи пород и интенсивности проветривания.

На глубине примерно 25—30 *м* от поверхности находится *горизонт постоянной температуры*, где температура пород остается постоянной в течение круглого года и равной средней годовой температуре данной местности на поверхности: от +7 до +9° для южных районов СССР и от +4 до +5° и ниже — для северных.

Выше этого горизонта температура горных пород изменяется в течение года в зависимости от колебаний температуры воздуха на поверхности. Ниже — наблюдается возрастание температуры пород со скоростью, характеризующейся *геотермическим градиентом*, т. е. числом метров, с углублением на которое температура воздуха возрастает на 1°.

Приближенно можно считать, что геотермический градиент для угленосных районов равен 30 *м*, а для рудоносных — 45 *м*. Следует, однако, иметь в виду, что колебание геотермического градиента возможно в пределах от нескольких метров до нескольких десятков метров.

Ориентировочное определение температуры пород Θ на различных глубинах может быть произведено по формуле

$$\Theta = t_g + \frac{H - H_1}{g_r}, \qquad (257)$$

где H — глубина выработки, *м*;

H_1 — глубина горизонта постоянной температуры, *м*;

t_g — постоянная температура, *град*;

g_r — геотермический градиент, *м*.

На небольшой глубине воздух, поступающий в подземные выработки, летом нагревает породы, а зимой охлаждает. На большей глубине круглый год происходит охлаждение пород. И в том и в другом случае вокруг выработки образуется зона, в пределах которой температура пород иная, чем в массиве за пределами этой зоны.

Из других экзотермических процессов, происходящих в подземных выработках, существенное влияние на температуру воздуха оказывают окисление угля, гниение дерева и разложение некоторых пород и минералов (например, серного колчедана).

Перечисленные процессы могли бы чрезвычайно осложнить ведение горных работ, если бы параллельно с ними не происходили эндотермические процессы, среди которых основным является испарение воды. По данным А. А. Скочинского, 1 *г* воды, испаряясь в выработках, поглощает около 0,58 *кал/кг* и снижает температуру воздуха примерно на 1,9°.

Температура шахтного воздуха при данном количестве тепла, отдаваемом всеми источниками, зависит от скорости движения и, следовательно, от количества воздуха, проходящего в единицу времени. Поэтому интенсивность проветривания является основным средством поддержания температуры воздуха в приемлемых пределах. По Правилам технической эксплуатации угольных шахт температура воздуха в подготовительных и очистных выработках, а также в машинных камерах, в которых регулярно работают люди, не должна превышать 25°. При более высокой температуре необходимо принимать специальные меры для ее снижения.

Влажность воздуха определяется содержанием в нем воды в виде водяных паров.

Абсолютное количество воды в граммах, содержащееся в 1 $м^3$ воздуха, носит название *абсолютной влажности* воздуха и обозначается f.

Каждой температуре t воздуха соответствует содержание водяных паров в нем не более некоторого предела F_t, причем это предельное количество тем больше, чем выше температура. Таким образом, зимой воздух является менее влажным, чем летом.

Воздух называется *насыщенным водяными парами,* если в нем содержится то максимальное количество водяных паров, которое может содержаться при данной температуре.

Отношение абсолютной влажности воздуха к предельно возможному при данной температуре содержанию в нем водяных паров, выраженное в процентах, называется *относительной влажностью воздуха n:*

$$n = \frac{f}{F_t} 100\%. \qquad (258)$$

При $n = 0$ воздух абсолютно сухой; при $n = 100\%$ воздух насыщен парами.

Если в стволе, подающем воздух, имеется капеж воды, относительная влажность воздуха в нем и в выработках вблизи околоствольного двора составляет 90—95%. В зимнее время воздух поступает в подземные выработки с пониженной влажностью, но если выработки влажные (или имеется капеж), то и в зимний период влажность воздуха в них может достигать 90% и выше. Наиболее влажным воздух бывает в вентиляционных штреках и особенно в вентиляционных стволах.

В глубоких шахтах (800—1000 *м*) воздух всегда суше, чем в более мелких, с одной стороны, вследствие того, что с глубиной водообильность пород уменьшается, а с другой, — ввиду более высокой температуры горных пород на глубине.

При химически чистом или незначительно загрязненном воздухе самочувствие трудящегося и его работоспособность зависят от теплового равновесия в его теле, которое в свою очередь зависит от действия на тело температуры, влажности и скорости движения воздуха. Для определения теплоощущения, вызываемого комбинированным влиянием последних трех факторов, применяют специальный прибор — *кататермометр.*

Условия, при которых совместное действие температуры воздуха, его влажности и скорости движения наиболее благоприятны для работающего и обеспечивают максимальную его работоспособность, принято называть *комфортом.*[1]

---

[1] Детально о физическом действии температуры воздуха на человека и нормах тепловых условий работы в шахтах см. акад. А. А. Скочинский и проф. В. Б. Комаров. Рудничная вентиляция. Углетехиздат, 1959.

Если в глубоких шахтах температура воздуха поднимается выше установленных пределов, то прибегают к созданию искусственного климата путем регулирования температуры, влажности и скорости движения воздуха. Процесс создания нормальной тепловой эффективности атмосферы называют *кондиционированием воздуха.*

Наиболее простым и во многих случаях действенным способом улучшения тепловых условий является увеличение интенсивности проветривания.

Скорость воздушной струи в зависимости от температуры регулируется по нормам, приведенным в табл. 36.

Таблица 36

Необходимая скорость воздушной струи в зависимости от температуры воздуха

Температура воздуха, *град*	Скорость воздушной струи, *м/сек*
До 15	Не более 0,5
От 15 до 20	» » 1,0
» 20 » 22	Не менее 1,0
» 22 » 24	» » 1,5
» 24 » 25 включительно	» » 2

Способы охлаждения воздуха могут быть разделены на три группы:

1) охлаждение воздуха перед поступлением в подземные выработки;

2) охлаждение воздуха при движении его по квершлагам и штрекам;

3) охлаждение воздуха у самого забоя.

В первом случае воздух охлаждают при помощи специальных холодильных установок, располагаемых у подающего ствола.

Охлаждение воздуха при движении его по квершлагам и штрекам достигается посредством изолирования стен этих выработок рубашкой из опилок, золы и других плохо проводящих тепло дешевых материалов или посредством сокращения пути воздушной струи от подающего ствола до участка с высокой температурой.

Воздух у забоев охлаждают посредством различных местных установок (см. специальную литературу).

§ 184. НОРМЫ ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ

Количество подаваемого в шахту воздуха должно обеспечить безопасные и гигиенические условия труда, поэтому чем больше

выделяется в шахте газов, тем больше нужно чистого воздуха для их разбавления.

Вообще в шахту необходимо подавать такое количество воздуха, чтобы во всех действующих выработках содержание кислорода было не ниже 20%, а содержание углекислого газа не превышало 0,5%. В исходящей отработанной струе воздуха допускается повышение содержания углекислого газа до 1%. В тех шахтах, где замечено выделение метана, кроме разжижения углекислого газа и поддержания содержания кислорода, свежая струя должна разбавлять выделяющийся метан в такой степени, чтобы в исходящей струе отдельных участков содержание его было не выше 1%, а в общей исходящей струе — не выше 0,75%.

Обычно для разжижения метана приходится подавать значительно большее количество воздуха, чем для поддержания чистоты его по кислороду и углекислому газу.

В выемочном поле негазовой шахты необходимо подавать не меньше 6 $м^3$ воздуха в минуту на человека. Общее количество воздуха подсчитывают по наибольшему числу одновременно находящихся в шахте людей.

В рудных шахтах расчет количества воздуха ведут по расходу взрывчатых веществ.

Для разбавления выделяющегося метана до установленной нормы в шахты I категории по газу необходимо подавать не менее 1 $м^3$ воздуха в минуту на 1 $т$ среднесуточной добычи, в шахты II категории — 1,25 $м^3$ и в шахты III категории — 1,5 $м^3$.

В шахтах сверхкатегорных по газу необходимое количество воздуха рассчитывают для каждого отдельного случая, исходя из действительного количества выделяющегося метана, с тем чтобы его содержание в общей исходящей струе шахты не превышало 0,75%, но было не менее 1,5 $м^3/мин$ на 1 $т$ среднесуточной добычи.

В этом случае количество Q, необходимого для проветривания воздуха может быть подсчитано по формуле

$$Q = \frac{q \cdot 100}{p \cdot 24 \cdot 60 \cdot 60}, \; м^3/сек, \qquad (259)$$

где q — количество газа, выделяющегося в шахте за 24 часа, $м^3$;

p — процентное содержание газа, до которого требуется разбавить выделяющееся его количество и которое не должно превышать приведенных выше норм.

В угольные шахты, где наблюдается выделение углекислого газа в количестве меньше 5 $м^3$ на 1 $т$ среднесуточной добычи, необходимо подавать 1 $м^3$ воздуха в минуту на 1 $т$ суточной до-

бычи, при выделении углекислого газа в пределах от 5 до 10 $м^3$ — 1,25 $м^3/мин$ и при 10—15 $м^3$ — 1,5 $м^3/мин$.

При выделении на 1 $т$ среднесуточной добычи более 15 $м^3$ CO_2 необходимое для проветривания количество воздуха подсчитывают по формуле (259).

В настоящее время применяют следующий порядок расчета количества воздуха:

1) по количеству фактически выделяющихся газов;

2) по наибольшему числу людей n, могущих одновременно находиться в подземных выработках,

$$Q = 6n, \ м^3/мин, \tag{260}$$

где 6 $м^3/мин$ — норма воздуха на одного человека;

3) по среднесуточной добыче угля $A_{сут}$

$$Q = qA_{сут}, \ м^3/мин, \tag{261}$$

где q — норма воздуха в зависимости от категории шахты по газу, $м^3/т$.

Для сверхкатегорных шахт расчет ведется по формуле (259);

4) по расходу взрывчатого вещества

$$Q = \frac{Ab}{1000} \cdot \frac{100}{n} \cdot \frac{1}{t} = \frac{12{,}5Ab}{t}, \ м^3/мин, \tag{262}$$

где n — максимально допустимая концентрация условной окиси углерода в общей исходящей струе воздуха, $n = 0{,}008\%$;

A — расход взрывчатого вещества, $кг$;

b — объем условной CO, образующейся при взрывании 1 $кг$ взрывчатого вещества; по Правилам безопасности принимают $b = 40$ $л = 0{,}04$ $м^3$;

t — время проветривания не более 30 мин.

В угольных шахтах максимальное количество воздуха получается при расчете по добыче угля.

Количество воздуха можно подсчитывать общее, потребное для шахты в целом, и как сумму количеств воздуха, необходимых для проветривания отдельных вентиляционных участков (крыльев, пластов). Второй способ является более точным, так как позволяет учитывать особенности каждого участка.

Наличие запасных лав учитывается поправочным коэффициентом, величину которого устанавливают из расчета поступления в запасные лавы 50% количества воздуха, подаваемого в рабочие лавы.

Так, при числе запасных лав, равном 20% от общего числа, этот коэффициент принимается равным $k_1 = 1{,}1$.

Неравномерность газовыделения в очистных забоях обычно учитывается коэффициентом $k_2 = 1{,}1$.

Утечки воздуха от околоствольного двора до очистных работ при незначительной их величине учитываются коэффициентом $k_3 = 1{,}1$, а при большой их интенсивности $k_3 = 1{,}20—1{,}25$.

Таким образом, общее количество Q воздуха при расчете его по добыче может быть определено по формуле

$$Q = k\ k_1 k_2 k_3 q A_{\text{сут.}} \qquad (263)$$

При выборе производительности вентилятора следует учитывать также утечки «на короткую» через двери надшахтного здания и пр., которые не должны превышать 10%.

Рассчитанное количество воздуха должно быть проверено по скорости его движения (см. § 190), а для глубоких шахт также на тепловую эффективность.

Газообильность шахт и отдельных пластов должна определяться ежегодно по максимальному из трех наблюдений в течение месяца, причем каждое наблюдение производится три раза в сутки (ежесменно).

Категория шахты по газу определяется газообильностью наиболее газового пласта.

Для проверки качественного состава воздуха и правильности его распределения должны производиться замеры количества воздуха (см. § 192) и набор проб: в шахтах не газовых — один раз в месяц, в шахтах I и II категорий — не реже двух раз в месяц, в шахтах III категории и сверхкатегорных и в зарядных камерах всех шахт — не реже трех раз в месяц. В забоях подготовительных выработок и во всех местах производства взрывных работ замеры количества и пробы воздуха берутся при изменении условий работ, но не реже двух раз в месяц. Результаты замеров и анализов проб воздуха заносятся в журнал.

Пробы воздуха обычно набирают в бутылки с резиновой пробкой или в бюретки (стеклянные трубки, к обоим концам которых припаяны короткие капилляры, закрываемые хорошо пришлифованными кранами). Бутылки или бюретки приносят к месту набора проб наполненными водой, выливают здесь воду (в бюретке для этого необходимо открыть сначала верхний, а затем нижний краны) и тем самым заполняют их шахтным воздухом, после чего сосуд снова закрывают.

Сосуды с пробами воздуха отправляют в лабораторию для анализа.

В газовых шахтах замеры газа должны производиться газомерщиками или десятниками по вентиляции во всех выработках

(включая камеры, в которых может иметь место газовыделение или скопляться метан): в шахтах I и II категорий не менее двух раз в смену и в шахтах III категории и сверхкатегорных не менее трех раз в смену; один из замеров должен быть произведен перед началом смены и один — за час до ее окончания. В недействующих забоях и выработках, на их поступающих и исходящих струях, а также на пластах, где присутствие метана не наблюдалось, замер метана может производиться один раз в смену.

Результаты замеров в течение данной смены заносят в рапорты, подписываемые лицами, производившими замер. Данные рапортов в тот же день должны переноситься в прошнурованную «Книгу замеров метана», которая хранится на шахте в течение года и подписывается начальником вентиляции.

§ 185. ДВИЖЕНИЕ ВОЗДУХА В ШАХТЕ И ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СОПРОТИВЛЕНИЯ

Движение воздуха в шахте происходит в результате создания между двумя пунктами тем или иным способом разности давле-

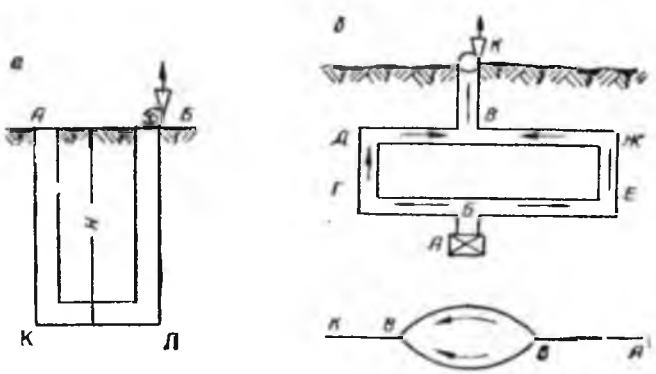


Рис. 448. Параллельное соединение вентиляционных выработок:

а — схема выработок; *б* — схема вентиляционных струй; *А* — подающий ствол; *АБ* — квершлаг; *БГ* и *БЕ* — откаточные штреки; *ГД* и *ЕЖ* — очистные забои; *ДВ* и *ЖВ* — вентиляционные штреки; *ВК* — вентиляционный шурф

ний или тяги. Например, если на рис. 448, *а* обозначить глубину стволов буквой H, объемный вес воздуха в стволах A и $Б$ соответственно через γ_1 и γ_2, то в точке K воздух будет испытывать давление $P_1 = H\gamma_1$, а в точке $Л$ — $P_2 = H\gamma_2$.

При равной глубине обоих стволов и одинаковом объемном весе воздуха, т. е. при $\gamma_1 = \gamma_2$, воздух в подземных выработках

будет неподвижен. Если в стволе *Б* тем или иным способом (например, при помощи всасывающего вентилятора) создать разрежение воздуха, то получим $\gamma_2 < \gamma_1$ и разность давлений h в стволах *А* и *Б*

$$h = P_1 - P_2 = H(\gamma_1 - \gamma_2). \qquad (264)$$

Разность давлений h носит название *депрессии* и выражается в *мм вод. ст.* Если при помощи вентилятора не высасывать из ствола воздух, а нагнетать его, то между стволами *Б* и *А* давление будет постепенно повышаться за счет сопротивления выработок движению воздуха. В этом случае получим не депрессию, а *компрессию,* размер которой также выражается в *мм вод. ст.*

Депрессия (или компрессия) должна быть достаточной для того, чтобы преодолеть сопротивление, оказываемое выработками движению по ним воздуха в требующемся количестве.

Депрессия h, необходимая для преодоления сопротивления движению воздуха по выработкам, определяется по формуле

$$h = \alpha \frac{LP}{S} v^2, \qquad (265)$$

где α — коэффициент, характеризующий стенки выработки с точки зрения сопротивления движению воздуха, размерность его *кг · сек²/м⁴*;

L — длина выработки, *м*;

P — периметр выработки, *м*;

S — сечение выработки, *м²*;

v — скорость вентиляционной струи, *м/сек.*

Для определения значения h чаще пользуются другим выражением, получающимся при подстановке в формулу (265) значения v, равного

$$v = \frac{Q}{S},$$

где Q — количество воздуха, поступающего в данную выработку, *м³/сек.*

$$h = \alpha \frac{LP}{S^3} Q^2. \qquad (266)$$

Как видно из формул (265) и (266), депрессия прямо пропорциональна коэффициенту α, значение которого зависит от типа выработок, их крепи, состояния последней и пр.[1]

[1] Значение α применительно к различным случаям см. акад. А. А. Скочинский и проф. В. Б. Комаров. Рудничная вентиляция. Углетехиздат, 1959.

При больших количествах оставляемой по бокам горизонтальных выработок породы, поломанных рамах и частых поворотах коэффициент α может возрастать на 25—50% и более по сравнению с его нормальным значением. Значительно повышают значение α часто поставленные стойки.

На пути воздуха от устья подающего ствола до вентилятора вентиляционная струя преодолевает ряд местных сопротивлений, к которым относятся повороты выработки, их сужения и расширения, отдельные вагонетки и целые составы, стоящие и двигающиеся в горных выработках, двери, окна, вентиляционные мосты, вентиляционные каналы и диффузор. Для прохода воздушной струи через местные сопротивления требуется затрата дополнительной энергии. Потеря давления при повороте может быть определена по формуле

$$h = \xi \frac{v^2}{2g} \gamma, \tag{267}$$

где v — скорость вентиляционной струи, *м/сек*;

γ — объемный вес воздуха, обычно принимаемый равным 1,2 *кг/м*^{3};

g — ускорение силы тяжести, *м/сек*^{2};

ξ — коэффициент, учитывающий местное сопротивление.

Для поворота под углом 90° значение ξ может быть принято равным 1,3. В целях сокращения этого сопротивления следует внутреннюю и внешнюю кромки поворота закруглять. В этом случае значение ξ может быть снижено до 0,08; если же закруглить только внутреннюю кромку или просто ее скосить под углом 45°, то значение ξ приобретает значение соответственно 0,2 или 0,655.

Поворот с внезапным расширением или сужением даст большее сопротивление, чем один поворот или только одно изменение сечения, причем коэффициент сложного вентиляционного сопротивления больше суммы коэффициентов каждого из составляющих его сопротивлений.

В уравнении (266) выражение $\alpha \frac{LP}{S^3}$ называют *сопротивлением выработки* и обозначают буквой R:

$$R = \alpha \frac{LP}{S^3}, \ кг \cdot сек^2/м^8. \tag{268}$$

Уравнение (266) после подстановки значения R приобретает вид

$$h = RQ^2, \tag{269}$$

откуда

$$R = \frac{h}{Q^2}. \tag{270}$$

Измерение сопротивления шахтных выработок при помощи единицы R неудобно, так как при этом сопротивление выработок получается в тысячных долях. Поэтому пользуются другой единицей, получившей название *мюрга,* которая равна $\frac{1}{1000}$ единицы сопротивления и обозначается буквой μ.

Если сопротивление выработки выразить в мюргах, то формула (269) примет вид

$$h = \frac{R}{1000} Q^2, \tag{271}$$

а формула (270)

$$\mu = \frac{1000h}{Q^2}. \tag{272}$$

Последней формулой обычно и пользуются при вычислениях.

Необходимо четко уяснить различие между мюргом и депрессией: мюрги от количества воздуха, проходящего по выработке, не зависят; они остаются неизменными для данной выработки (при сохранении ее размеров и состояния крепи) и характеризуют степень ее сопротивления, т. е. показывают, насколько проветривание одной выработки труднее или легче, чем другой; депрессия характеризует состояние проветривания и зависит от количества проходящего по выработке воздуха.

Для сравнения относительной трудности проветривания отдельных шахт существует условное понятие, получившее название *эквивалентного отверстия.* Эквивалентным отверстием называют воображаемое круглое отверстие A в тонкой стенке, через которое при разности давления по ту и другую сторону стенки, равной депрессии h шахты, может проходить то же количество воздуха Q, что и через шахту под влиянием депрессии h. Численное значение эквивалентного отверстия выражается формулой

$$A = 0{,}38 \frac{Q}{\sqrt{h}}. \tag{273}$$

Вводя в выражение (273) значение Q из (270), получим

$$A = \frac{0{,}38}{\sqrt{R}}, \tag{274}$$

а заменяя R мюргами, получаем

$$A = \frac{12}{\sqrt{\mu}}, \tag{275}$$

откуда

$$\mu = \frac{144}{A^2} \text{ или } R = \frac{0{,}144}{A^2}. \tag{276}$$

По условиям проветривания шахты делят на три группы: *трудные*, *средние* и *легкие*. Эти группы характеризуются следующими показателями:

трудные	$A = 0{-}1$ м²;	$R >$ 144μ
средние	$A = 1{-}2$ м²;	$R =$ от 144 до 33μ
легкие	$A > 2$ м²;	$R <$ 33μ

§ 186. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СОПРОТИВЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК И РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ВОЗДУХА

При определении вентиляционного сопротивления системы выработок производят сложение сопротивления нескольких горных выработок. В результате все рассматриваемые выработки заменяют одной воображаемой, сопротивление которой равняется сопротивлению данных выработок. Падение (или нарастание) давления при прохождении определенного количества воздуха по этой выработке должно равняться падению давления при прохождении того же количества воздуха по всем рассматриваемым выработкам.

Обычно различают следующие основные типы сочетаний выработок: *последовательное, параллельное, диагональное* и *комбинированное.*

Последовательным называется такое сочетание выработок, при котором вентиляционная струя следует последовательно по каждой выработке, не разветвляясь. Например, при однокрылой разработке через наклонный ствол одновременно только одного горизонта лавой-этажом воздух поступает по наклонному стволу, затем по откаточному штреку до очистного забоя, омыв который, идет по вентиляционному штреку и через вентиляционный шурф к каналу вентилятора. Проветривание всех выработок одной струей на практике применяют редко, но оно всегда встречается как составная часть вентиляционной сети.

Если обозначить сопротивления отдельных выработок через R_1, R_2, R_3 и т. д., то, очевидно, общее сопротивление $R_{общ}$ последовательно соединенных выработок будет равно сумме их сопротивлений, т. е.

$$R_{общ} = R_1 + R_2 + R_3 + \ldots + R_n \qquad (277)$$

или в мюргах

$$\mu_{общ} = \mu_1 + \mu_2 + \mu_3 + \ldots + \mu_n. \qquad (278)$$

Так как по (276)

$$R = \frac{0{,}144}{A^2},$$

то соотношение между общим эквивалентным отверстием A последовательно соединенных выработок и эквивалентными отверстиями a_i отдельных выработок выразится следующим образом:

$$\frac{1}{A^2}=\frac{1}{a_1^2}+\frac{1}{a_2^2}+\frac{1}{a_3^2}+\ldots+\frac{1}{a_n^2}. \qquad (279)$$

Умножая все члены уравнения на Q^2 и помня, что $Q_1=Q_2=Q_3=\ldots=Q_n$ и $h=RQ^2$, нетрудно убедиться в справедливости выражения

$$h_{общ}=h_1+h_2+h_3+\ldots+h_n, \qquad (280)$$

т. е. общая депрессия последовательно соединенных выработок равна сумме их депрессий.

Параллельным соединением нескольких выработок называют такое их разветвление, при котором, разделившись в некотором пункте, они снова соединяются в другом, причем, кроме указанных двух пунктов, параллельно разветвляющиеся выработки не связаны между собой никакими другими проходами воздуха. Примером простейшего параллельного соединения выработок может служить двукрылая разработка одного пласта лавой-этажом (рис. 448, *б*). Воздух, поступивший через ствол *А* и квершлаг *АБ*, делится в точке *Б* на две струи, которые снова соединяются вместе в точке *В*. Параллельными струями в данном случае будут *БГДВ* и *БЕЖВ*.

Депрессии параллельных выработок всегда равны между собой, что вытекает из понятия депрессии как разности давлений в рассматриваемых пунктах.

На рис. 448 депрессия струи *БГДВ* равна разности давлений в точках *Б* и *В*; депрессия струи *БЕЖВ* равна разности давлений в тех же точках *Б* и *В*, следовательно,

$$h_{БГДВ}=h_{БЕЖВ}.$$

Сопротивление $R_{сбщ}$ системы, состоящей из двух параллельных струй с сопротивлением R_1 и R_2, может быть получено по формуле[1]

$$R_{общ}=\frac{R_1}{\left(\sqrt{\frac{R_1}{R_2}}+1\right)^2}=\frac{R_2}{\left(\sqrt{\frac{R_2}{R_1}}+1\right)^2}. \qquad (281)$$

[1] Вывод см. акад А. А. Скочинский и проф. В. Б. Комаров. Рудничная вентиляция. Углетехиздат, 1959.

В частном случае, при $R_1 = R_2$ из уравнения (277) находим

$$R_{общ} = \frac{R_1}{4}, \qquad (282)$$

т. е. сопротивление двух параллельных выработок, имеющих одинаковое сопротивление R_1, составляет всего 25% этого сопротивления.

Для системы, состоящей из n параллельных струй, сопротивление находят из выражения

$$\frac{1}{\sqrt{R_{общ}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} + \ldots + \frac{1}{\sqrt{R_n}}. \qquad (283)$$

Для определения эквивалентного отверстия системы параллельно соединенных струй пользуются формулой

$$A = A_1 + A_2 + A_3 + \ldots + A_n, \qquad (284)$$

так как из (276)

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{A}{\sqrt{0{,}144}}.$$

Диагональным соединением называют такое, при котором выработки соединены между собой, кроме начального и конечного пунктов, еще одной или несколькими дополнительными боковыми ветвями *АБ, ВГ, ДЕ* (рис. 449), называемыми диагоналями.

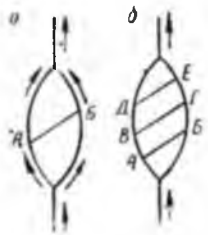


Рис. 449. Схема диагонального соединения вентиляционных струй:

а — простая; *б* — сложная

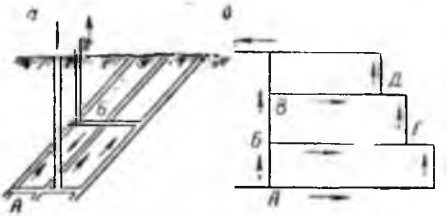


Рис 450. Практические примеры диагональной схемы проветривания

Соединения с одной диагональю (рис. 449, *а*) называют простыми, а с несколькими (рис. 449, *б*) — сложными диагональными системами. Характерной чертой диагональных соединений является наличие одной или нескольких диагоналей, по которым, в зависимости от сопротивлений других выработок, воздух может двигаться в прямо противоположном направлении или не поступать вовсе.

Примерами диагональной схемы соединения вентиляционных выработок могут являться случаи, приведенные на рис. 450. На рис. 450, *а* диагональю является средний пласт *АБ*; на рис. 450, *б* представлен случай разработки пласта длинными столбами или сплошной системой, когда для проветривания вышележащих подэтажей к вентиляционной струе, поступающей из нижнего подэтажа, добавляется свежий воздух через бремсберг (*АБ* или *АВ*) и соответствующий (*БГ* и *ВД*) промежуточный штрек. Приведенными примерами возможные схемы диагонального соединения не исчерпываются.

Подсчет сопротивления диагонального соединения представляет довольно сложную задачу, так как приводит к решению уравнений четвертой степени или, при графическом решении, к нахождению точки пересечения гипербол. Методы определения общего сопротивления, направления движения воздуха по диагонали и количества воздуха, проходящего по отдельным выработкам, составляющим диагональное соединение, в настоящем курсе не рассматриваем, отсылая интересующихся к курсу «Рудничная вентиляция» А. А. Скочинского и В. Б. Комарова.

При последовательном соединении выработок и отсутствии утечек воздуха количество воздуха, проходящего по всем выработкам, одно и то же

$$Q_1 = Q_2 = Q_3 = \ldots = Q_n. \qquad (285)$$

При параллельном соединении двух выработок (см. рис. 448) депрессии в точках *Б* разветвления струй и их соединений *В* равны, на основании чего можно написать

$$h_{БГДВ} = h_{БЕЖВ}$$

или

$$R_1 Q_1^2 = R_2 Q_2^2,$$

откуда

$$\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} = \frac{Q_2}{Q_1}.$$

Прибавляя к каждой части уравнения по единице, получим

$$\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + 1 = \frac{Q_2}{Q_1} + 1 = \frac{Q_2 + Q_1}{Q_1} = \frac{Q_{общ}}{Q_1}$$

и окончательно

$$\left.\begin{aligned} Q_1 &= \frac{Q_{общ}}{\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + 1} \\ Q_2 &= \frac{Q_{общ}}{\sqrt{\frac{R_2}{R_1}} + 1} \end{aligned}\right| \qquad (286)$$

Для n параллельно соединенных выработок получим

$$Q_1 = \frac{Q_{общ}}{\sqrt{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt{\frac{R_1}{R_3}} + \ldots + 1} \qquad (287)$$

Формулы сохраняют свой вид при замене сопротивлений выработок мюргами.

Если вместо сопротивлений выработок заданы эквивалентные отверстия, то значения Q могут быть определены из уравнений:

$$\left.\begin{aligned} Q_1 &= \frac{Q_{общ} A_1}{A_{общ}} \\ Q_2 &= \frac{Q_{общ} A_2}{A_{общ}} \end{aligned}\right| \qquad (288)$$

По формулам (286) и (288) определяют количества воздуха, естественно распределяющиеся по выработкам в зависимости от сопротивления последних. Эти количества только в частных случаях могут совпадать с требующимися по объему работ, газоносности пластов и другим условиям. Обычно же на практике приходится распределять количество воздуха по выработкам искусственно при помощи одного из трех существующих способов:

1) уменьшением количества воздуха на одной из струй постановкой двери с окном;

2) уменьшением сопротивления той выработки, в которой нужно увеличить количество воздуха;

3) усилением струи путем установки в ней вентилятора.

В первом случае, когда по одной из выработок требуется пропустить количество воздуха Q_1, а по другой Q_2, сначала определяют, какие в этом случае получатся депрессии, т. е. находят $h_1 = R_1 Q_1$ и $h_2 = R_2 Q_2$; из них выбирают большую, а меньшую доводят до той же величины путем установки в соответствующей выработке окна.

Размер окна, необходимый для поглощения депрессии $h = h_2 - h_1$ при $h_2 > h_1$, определяют по формуле

$$s = \frac{QS}{k\left(Q + S\sqrt{\frac{2gh}{\gamma}}\right)}, \qquad (289)$$

где s — сечение окна, $м^2$;

S — сечение рассматриваемой выработки, $м^2$;

Q — количество проходящего воздуха, $м^3/сек$;

k — коэффициент сжатия (примерно равный 0,65);

g — ускорение силы тяжести, равное 9,81 $м/сек^2$;

h — депрессия, поглощаемая окном, *мм вод. ст.*;
γ — объемный вес воздуха.

Депрессия, поглощаемая окном сечением s, может быть определена по формуле

$$h = \frac{\gamma Q^2}{2g}\left(\frac{1}{ks} - \frac{1}{S}\right)^2. \qquad (290)$$

При регулировании количества требуемого воздуха окнами необходимо иметь в виду, что окно увеличивает сопротивление не только той выработки, где оно установлено, но и всей шахты в целом. Поэтому следует стремиться к уменьшению числа окон.

Следует иметь также в виду, что при перераспределении воздуха при помощи окон увеличение количества воздуха в одной выработке значительно меньше сокращения в другой, что приводит к уменьшению количества воздуха, поступающего в шахту.

Регулирование количества поступающего воздуха уменьшением сопротивлений той струи, в которой необходимо увеличить количество воздуха, достигается уменьшением сопротивления выработок за счет их расширения, перекрепления, расчистки, замены деревянной крепи и т. п.

Как показывают многочисленные замеры, часто до очистных и подготовительных забоев доходит не более 50% воздуха, проходящего через вентилятор. В результате проветривание не обеспечивает требований ПТЭ, вследствие чего ограничивается добыча шахты и происходит непроизводительный расход энергии. Все *потери* могут быть распределены на *местные, непрерывно распределенные и потери через вентиляционные устройства.*

К местным относятся потери в воздухоподающих стволах, в околоствольных выработках и через вентиляционные устройства. Утечки воздуха непосредственно из воздухоподающего ствола и в околоствольном дворе возможны в случае наличия сбоек между стволами, не обеспеченных плотными, воздухонепроницаемыми перемычками.

Утечки через вентиляционные устройства возможны вследствие неплотности в дверях, вентиляционных мостах, перемычках, надшахтных зданиях и вентиляционных каналах.

К непрерывно распределенным потерям относятся утечки воздуха через закладочный массив и выработанное пространство.

Наиболее деятельным средством борьбы с потерями воздуха является обеспечение максимальной плотности (воздухонепроницаемости) всех вентиляционных устройств. Утечки из выработок, прилегающих к подающему стволу, и непосредственно из последнего носят название *коротких токов* и зачастую могут значительно снижать количество воздуха, поступающего в забой,

одновременно создавая большие перегрузки двигателя вентилятора.

По мере того как увеличивается воздухопроницаемость различных вентиляционных устройств и выработанного пространства, эквивалентное отверстие рудника возрастает, и вентилятор дает повышенное количество воздуха, компенсируя до известного предела утечки. Если же утечки достигнут 60—75%, то до забоя будет доходить всего лишь 65—87% первоначально поступающего количества воздуха.

Хотя количество воздуха, поступающего в забой, при размере утечек до 40% остается практически почти постоянным, утечки значительно увеличивают расход потребляемой энергии: при утечках 40% — на 26%, а при утечках 60% — на 37%.

Снижение утечек за счет уплотнения вентиляционных устройств при размере утечек 60—70% обеспечивает одновременно увеличение количества воздуха в забое на 50—70% и даже до 100%. При утечках до 40% для увеличения количества воздуха, поступающего в забой, одновременно с уплотнением перемычек необходимо производить и регулировку вентиляторной установки, например изменением числа оборотов вентилятора.

§ 187. ПРОВЕТРИВАНИЕ ШАХТ

Необходимое для проветривания шахт перемещение воздуха по выработкам может быть осуществлено или при помощи специально установленных механизмов — *вентиляторов (искусственное проветривание)*, или же без механизмов (*естественное проветривание*).

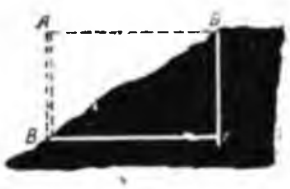


Рис. 451. Схема проветривания шахты естественной тягой

Природу и законы естественного проветривания шахт впервые объяснил гениальный ученый М. В. Ломоносов в своем трактате «О вольном движении воздуха в рудниках примеченном».

При естественном проветривании движение воздуха вызывается разницей температуры поступающего в шахту воздуха и исходящей струи, определяющей различные объемные веса воздуха.

Для объяснения этого обратимся к случаю вскрытия месторождения штольней и вертикальным стволом (рис. 451).

Продолжив мысленно уровень устья ствола *Б* до точки *А*, соответствующей устью штольни *В*, можно представить себе условия равновесия воздуха в шахте в виде двух сообщающихся сосудов *АВ* и *БГ*, из которых один (*АВ*) наполнен наружным воздухом, а другой (*БГ*) — шахтным.

Температура наружного воздуха отличается от температуры пород в шахте: зимой она ниже температуры пород, а летом — выше.

В соответствии с этим зимой столб воздуха *БГ* теплее столба *АВ*, равновесие воздуха нарушается, и начинается движение его в штольню (от *В* к *Г*).

Летом, наоборот, температура пород ниже, чем у наружного воздуха, вес воздушного столба *БГ* больше веса столба *АВ*, и воздух движется из штольни (от *Г* к *В*).

Разность давления входящей и исходящей струи (весов воздушных столбов *АВ* и *БГ*), обеспечивающая движение воздуха, называется *депрессией естественной тяги.* Эта депрессия расходуется на преодоление сопротивлений движению воздуха по горным выработкам.

При вскрытии двумя стволами депрессия естественной тяги обычно меньше, чем при вскрытии стволом и штольней, но все же она бывает довольно ощутимой.

Недостатком естественной тяги является непостоянство подаваемого в шахту количества воздуха, так как величина депрессии естественной тяги, зависящая от температуры на поверхности, может меняться не только в течение года, но даже в течение суток. При этом всегда могут быть более или менее длительные застойные периоды, когда воздух находится в состоянии неустойчивого равновесия и когда обмена воздуха в шахте не происходит.

Поэтому проветривание при помощи естественной тяги применяют только при неглубоких шахтах небольшой производительности, разрабатывающих месторождения, не выделяющие рудничного газа.

Во всех остальных случаях приходится прибегать к искусственному проветриванию и устанавливать у одного из стволов вентилятор.

Для проветривания шахт применяют *осевые пропеллерные вентиляторы* (рис. 452) и *центробежные вентиляторы* (рис. 453), лопатки которых захватывают воздух, поступающий через всасывающее отверстие к центру колеса, и выбрасывают его к периферии, откуда воздух идет в диффузор.

При работе вентилятора давление во всасывающем канале (вход воздуха в вентилятор) меньше, чем у устья подающего ствола. Создаваемая благодаря работе вентилятора депрессия, подобно депрессии естественной тяги, тратится на движение воздуха по горным выработкам.

Обычно вентилятор, установленный несколько в стороне от ствола, соединяется с ним каналами. Вентиляционные каналы представляют сложное вентиляционное сопротивление, состоя-

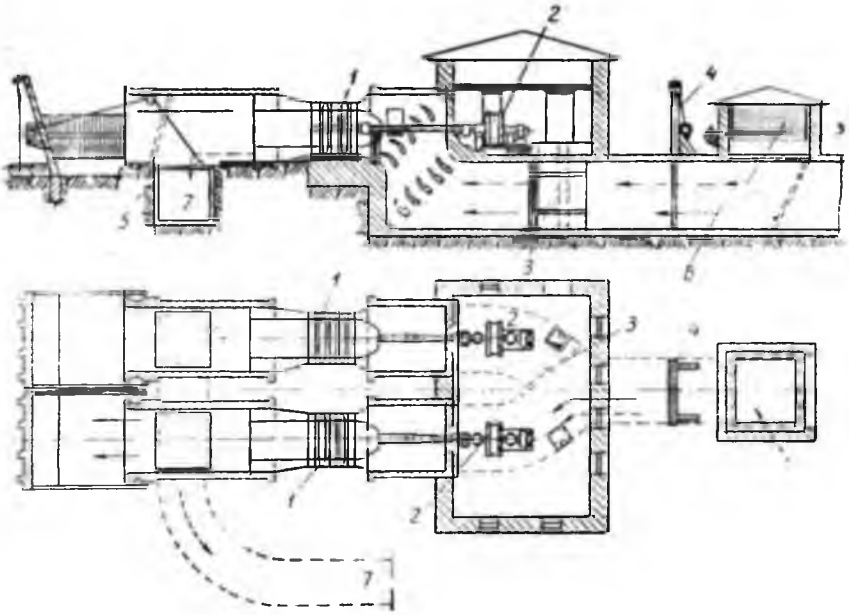


Рис. 452. Схема установки осевых вентиляторов.

1 — осевые вентиляторы (один рабочий, другой резервный); *2* — двигатели вентиляторов; *3* — заслонка переключения вентиляторов; *4* — задвижка регулирования напора и производительности; *5* — заслонка; *6* — всасывающий канал; *7* — нагнетательный канал

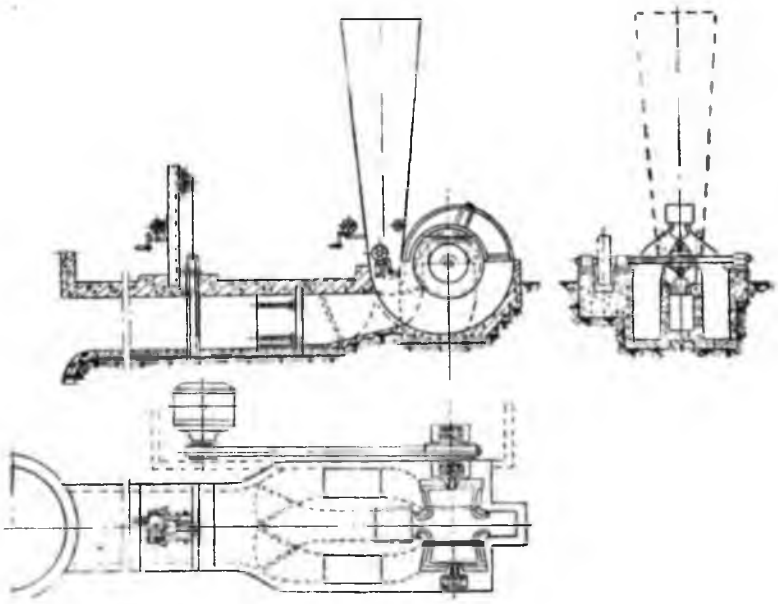


Рис. 453. Схема центробежного вентилятора

щее из поворота с одновременным сужением. Над устьем ствола можно поставить копер и герметическое надшахтное здание и при этих условиях использовать ствол для подъема. Вентиляционные каналы присоединяют к всасывающему отверстию вентилятора или к его диффузору.

При центробежных вентиляторах вентиляционные каналы, соединяющие ствол шахты с вентилятором, устраивают таким образом, чтобы не меняя направления вращения колеса вентилятора, можно было изменить направление воздушной струи — *реверсировать струю*, т. е. чтобы можно было перейти от всасывающего проветривания к нагнетательному и наоборот.

При осевых вентиляторах перемену направления движения воздуха можно производить, кроме того, изменением направления вращения колеса.

Во время работы вентилятор преодолевает сопротивление в линии всасывания (каналы вентилятора и горные выработки) и в линии нагнетания (диффузор). Депрессия, необходимая для преодоления сопротивления горных выработок (см. рис. 448, *а*), равна разности давлений в точках *Д* (всас вентилятора) и *А* (устье подающего ствола)

$$h_{\text{всас}} = P_{Д} - P_{A}. \tag{291}$$

Для преодоления сопротивления диффузора вентилятор должен создать напор

$$h_{\text{нагн}} = P_{Г} - P_{Е}. \tag{292}$$

Кроме того, вентилятор должен преодолеть скоростной напор при выходе воздуха из диффузора в атмосферу со скоростью v

$$h_{v} = \frac{v^2}{2g}\gamma, \tag{293}$$

где γ — удельный вес воздуха;

g — ускорение силы тяжести 9,81 *м/сек*^{2}.

Таким образом, полный напор, который должен развивать вентилятор, равен

$$h_{\text{полн}} = h_{\text{всас}} + h_{\text{нагн}} + h_{v}. \tag{294}$$

Часть полного напора, развиваемого вентилятором, равная $h_{\text{всас}} + h_{\text{нагн}}$, является полезной, так как расходуется на преодоление сопротивления сети и диффузора. Скоростной же напор h_{v} является бесполезным.

Полный напор, создаваемый вентилятором, при неизменном сопротивлении сети и числе его оборотов остается постоянным.

Поэтому за счет сокращения h_v можно увеличить полезную часть напора $h_{всас} + h_{нагн}$. Отсюда ясно, какое большое значение имеет диффузор, в обеспечении удовлетворительного проветривания шахт.

Работа вентилятора направлена на преодоление сопротивления сети, на которую он работает, и сопротивления трения в самом вентиляторе и его подшипниках. Мощность, потребляемая вентиляторной установкой из сети, определяется по формуле

$$N = \frac{Qh}{102\eta_в\eta_м\eta_п}, \qquad (295)$$

где Q — количество протекающего воздуха, $м^3/сек$;
h — полный напор, развиваемый вентилятором, $кг/м^2$;
$\eta_в$ — к. п. д. вентилятора, обычно равный 0,8—0,85;
$\eta_м$ — к. п. д. двигателя (для асинхронного двигателя при полной нагрузке 0,91—0,94);
$\eta_п$ — к. п. д. ременной передачи (0,95);
102 — коэффициент для перевода в киловатты.

Если замерить в трубе или канале, к которым подсоединен вентилятор, скорость воздуха v и депрессию h, создаваемую вентилятором, при разных количествах Q воздуха, то можно построить кривую в координатах $h — Q$ (рис. 454), каждая точка которой будет отвечать двум значениям h и Q. Такая кривая выражает зависимость депрессии вентилятора от количества проходящего через него воздуха и носит название *индивидуальной характеристики вентилятора.*

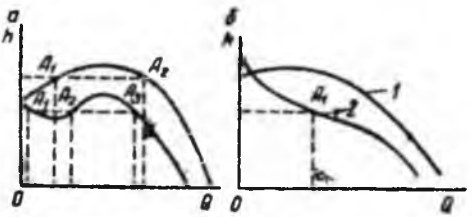


Рис. 454. Индивидуальные характеристики вентиляторов:

а — „горбатая" характеристика; *б* — „безгорбая" характеристика; *1* — характеристика центробежного вентилятора с лопатками, загнутыми назад; *2* — характеристика осевого вентилятора

Каждому типу вентиляторов присуща особая, свойственная только ему характеристика, вид которой зависит от формы лопаток колеса вентилятора и их расположения по отношению к окружности колеса: вентиляторы с лопатками, загнутыми вперед (в сторону вращения колеса), и с радиальными лопатками имеют характеристики, называемые *«горбатыми»* (рис. 454, *а*); вентиляторы с лопатками, загнутыми назад, имеют характеристики *«безгорбые»* или с небольшим горбом (*1*, рис. 454, *б*). Осевые вентиляторы преимущественно имеют характеристики «безгорбые» (*2* рис. 454, *б*).

При вентиляторах с «горбатыми» характеристиками одному значению депрессии h соответствуют два и даже три значения количества Q воздуха; при вентиляторах с «безгорбыми» характеристиками одному значению h соответствует только одно значение Q.

Русский ученый акад. А. П. Герман первый в мире дал теоретическое обоснование построения индивидуальных характеристик и тем самым подвел твердый базис под теорию турбомашин, к числу которых относят рудничные вентиляторы и центробежные насосы, без которых не может существовать ни одна шахта.

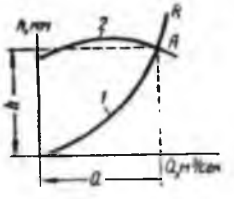


Рис. 455. Характеристика шахты и вентилятора:

1 — характеристика шахты; *2* — характеристика вентилятора

При увеличении числа оборотов вентилятора характеристика его перемещается вправо и вверх, а при уменьшении — влево и вниз. Для построения характеристики вентилятора при различных числах оборотов достаточно испытать вентилятор, и построить его характеристику при одном любом числе оборотов: остальные характеристики могут быть получены расчетом, так как известно, что с изменением числа оборотов рабочего колеса вентилятора количество подаваемого им воздуха изменяется прямо пропорционально первой степени, а развиваемый напор (депрессия) — второй степени числа оборотов.

Вентиляторы одного типа являются геометрически подобными, но могут иметь различные размеры (диаметр колеса). Геометрически подобные вентиляторы имеют подобные характеристики, что позволяет получить характеристику вентилятора любого размера по полученной опытным путем характеристике одного какого-нибудь вентилятора данного типа.

В теории турбомашин доказывается, что у подобных вентиляторов, работающих на одно и то же сопротивление и с одинаковыми числами оборотов, количества воздуха относятся как кубы, а напоры — как квадраты диаметров.

Мощности, развиваемые вентиляторами, пропорциональны пятой степени диаметра их колеса.

Зависимость между количеством протекающего по выработкам воздуха Q и депрессией h выражается формулой (266), графическое изображение которой в тех же координатных осях, что и для индивидуальных характеристик вентиляторов, представляет параболу (*1*, рис. 455). Поэтому, если известна характеристика интересующего нас вентилятора при данном числе оборотов в минуту и сопротивление R сети, на которую он должен работать, то, построив на одном графике (рис. 455) в одина-

ковом масштабе характеристику сети и вентиляторов, можно определить, какое количество воздуха Q и при какой депрессии h будет проходить по данной шахте (сети).

Искомый вентиляционный режим определится как точка A пересечения обеих характеристик, причем ордината будет представлять собой депрессию h вентилятора, а абсцисса — количество проходящего через вентилятор воздуха.

При изменении газовыделения, производственной мощности и эквивалентного отверстия шахты возникает необходимость в изменении общего количества воздуха, подаваемого вентиляторной установкой, которое может быть достигнуто изменением числа оборотов вентилятора с доведением окружной скорости колеса до максимально допустимой для данного типа вентилятора и уменьшением сопротивления шахты (увеличением эквивалентного отверстия).

Число оборотов вентиляторов изменяют путем смены шкивов (при ременной передаче). Регулирование дебита может производиться при помощи задвижки.

Режим осевых вентиляторов изменяют чаще простым поворачиванием части или всех лопаток. Иногда на одном валу устанавливают несколько сменных вентиляторных колес, работающих как последовательно включенные вентиляторы.

Если в стволе шахты, подающем сжатый воздух, имеется значительный капеж воды, в зимнее время возможно его обмерзание. В результате происходит уменьшение зазоров в стволе, препятствующее нормальному движению подъемных сосудов. Кроме того, падение кусков льда во время оттепели может вызвать несчастные случаи.

Для устранения обмерзания таких стволов на поверхности, в стороне от них, устанавливают *калориферы,* предназначенные для подогревания воздуха и соединяющиеся с устьем ствола каналами.

Подогретый в калориферах (до 60—70°) воздух специальным вентилятором нагнетается в ствол, подающий в шахту свежий воздух, в таком количестве, чтобы температура воздуха в стволе шахты не падала ниже +2°.

§ 188. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

Проект проветривания шахт должен включать:

1) подсчет необходимого для проветривания количества воздуха;

2) схему проветривания и выбор места установки вентилятора;

3) распределение воздуха по отдельным участкам и забоям;

4) подсчет общешахтной депрессии;
5) подсчет естественной тяги;
6) выбор вентилятора;
7) определение капитальных затрат и стоимости проветривания на тонну добываемого полезного ископаемого.

О необходимых количествах воздуха говорилось выше.

На большинстве газовых шахт применяют всасывающее проветривание. Причина этого заключается в том, что после остановки вентилятора при нагнетательном проветривании давление воздуха в выработках падает, в связи с чем газы, находящиеся как в выработанном пространстве, так и в трещинах и полостях горных пород, расширяются и заполняют действующие выработки. При всасывающем проветривании остановка вентилятора вызывает повышение давления, в связи с чем уменьшается и выход газов в действующие выработки.

Применение нагнетательного проветривания допускается в негазовых шахтах и на первом горизонте шахт I и II категорий по газу. Нагнетательное проветривание шахт III категории и сверхкатегорных допускается на штольневых горизонтах при гористом рельефе с разрешения соответствующего органа Госгортехнадзора союзной республики.

При разработке самовозгорающихся пластов на небольшой глубине, когда трещины от обрушения пород выходят на поверхность, наоборот, рекомендуется нагнетательное проветривание, так как в этом случае продукты самовозгорания угля удаляются из выработанного пространства непосредственно на поверхность, не отравляя воздуха отдельных выработок.

Воздух с поверхности должен поступать и удаляться через самостоятельные выработки. Производить подачу свежего воздуха и вывод испорченного по одному и тому же стволу, разгороженному продольной перегородкой, запрещено, так как в случае взрыва пыли или газа перегородка может быть разрушена и проветривание нарушится.

По расположению стволов — подающего свежий воздух и вентиляционного (отводящего) — различают две схемы проветривания: *центральную* и *фланговую*.

При центральном проветривании оба ствола расположены в центре шахтного поля. Воздух поступает по подающему стволу, по откаточным штрекам доходит до очистных работ, омывает их, по вентиляционному штреку возвращается к центру шахтного поля и по вентиляционному стволу выходит на поверхность (рис. 456, *а*).

При фланговом проветривании имеется центральный ствол, расположенный в центре шахтного поля, и один или несколько стволов, расположенных на флангах (границах) шахтного поля.

Воздух поступает по центральному стволу, идет по откаточным штрекам к очистным выработкам, поднимается по ним и продолжает свой путь по вентиляционному штреку в направлении к вентиляционному стволу (рис. 456, *б*).

Независимо от общей схемы проветривания (особенно в газовых шахтах) необходимо направлять воздушную струю таким образом, чтобы воздух в очистных забоях двигался в направлении снизу вверх. При таком направлении вентиляционной струи метан — более легкий, чем воздух, легче удаляется из забоя.



Рис. 456. Схемы проветривания:
а — центральная; *б* — фланговая

Запрещается подведение свежего воздуха к действующим подготовительным и очистным забоям, а также удаление воздуха из очистных выработок через завалы и обрушения. При составлении схем проветривания следует обращать внимание на недопустимость повторной циркуляции воздуха вследствие засасывания испорченного воздуха свежей струей.

Схему проветривания следует выбирать таким образом, чтобы принятое направление воздушной струи обеспечивало наибольшую безопасность работы, было постоянным (не изменялось под влиянием различных факторов) и чтобы расходы на вентиляцию были минимальными. С точки зрения безопасности и независимости работ отдельных участков рекомендуется разделять поступающий в шахту воздух на отдельные струи и соединять их в общую исходящую струю возможно ближе к вытяжному стволу.

Поперечные сечения стволов и главных вентиляционных выработок (квершлагов, штреков, бремсбергов, уклонов и т. д.) в свету должны быть не менее 4,5 $м^2$ при деревянной и металлической и не менее 4 $м^2$ при каменной и бетонной крепи; сечения участковых и вентиляционных штреков и людских ходков, предназначенных для целей вентиляции, — не менее 3,7 $м^2$ в свету. Поперечное сечение печей и просеков должно быть не менее 1,5 $м^2$ (в пластах мощностью менее 0,7 *м* ширина их должна быть не менее 2 *м*).

Количество воздуха, проходящего по отдельным выработкам, должно быть таким, чтобы скорость движения вентиляционной

струи при температуре до 20° была в очистных забоях не ниже 0,25 *м/сек*, а в подготовительных выработках не ниже 0,15 *м/сек*. Вместе с тем скорость движения струи не должна превышать следующих норм:

Вдоль забоя очистных и подготовительных выработок	4 *м/сек*
В квершлагах, главных откаточных и вентиляционных выработках, капитальных бремсбергах и уклонах	8 „
В остальных выработках	6 „
В стволах, по которым производится спуск и подъем людей и грузов	8 „
В стволах, предназначенных только для подъема и спуска грузов	12 „
В вентиляционных стволах, не оборудованных подъемами, а также в каналах между стволами шахт и вентиляторами	15 „
В вентиляционных мостах	10 „

После составления плана горных работ и определения потребного общего количества воздуха приступают к распределению его по отдельным местам работ в зависимости от фактической необходимости по добыче, по людям или по условиям разбавления ядовитых газов, образующихся при взрывных работах.

Таблица 37

Подсчет общешахтной депрессии

Наименование выработок	Тип крепи	S, м²	S^2, м⁴	α	P, м	L, м	$\frac{P}{\alpha S^3} L$, кг·сек²/м⁴	Q, м³/сек	Q^2, м⁶/сек	h, мм вод. ст.
Клетевой ствол	Бетон	23,0	12 167	0,0035	16,9	370	0,0018	40,2	1620	2,90
Околоствольный двор	То же	8,0	512	0,0008	11,4	100	0,0018	20,4	436	0,80
Главный откаточный штрек	Дерево	7,3	389	0,0017	11,1	2000	0,0880	10,2	104	9,18
Участковый откаточный штрек	То же	7,3	389	0,0017	11,1	300	0,0132	6,8	46	0,60
Лава	„	4,5	91	0,0038	10,3	160	0,0688	6,8	46	3,10
Участковый вентиляционный штрек	„	7,3	389	0,0018	11,1	300	0,0150	6,8	46	0,70
Главный вентиляционный штрек	„	7,3	389	0,0018	11,1	2000	0,1200	10,2	104	12,50
Вентиляционный квершлаг	Бетон	8,0	512	0,0003	11,4	350	0,0130	20,1	436	5,60
Скиповой ствол	То же	15,0	3375	0,0035	13,8	370	0,0052	40,2	1620	8,15
Канал вентилятора	„	—	—	—	—	—	—	—	—	15,00

$h_{max} = 58{,}53$

После того как составлена схема вентиляции и весь поступающий в шахту воздух распределен по отдельным струям, приступают к подсчету общешахтной депрессии, в качестве которой принимают наибольшую, считая каждый раз от устья воздухоподающего ствола до устья ствола, по которому воздух выходит в атмосферу.

Так как депрессии всех струй должны быть одинаковы, то на струях, депрессия которых меньше расчетной, ставят *регулировочные* окна соответствующих размеров.

Подсчет депрессии удобнее производить по определенному формуляру (табл. 37).

После заполнения всех граф табл. 37 суммируют депрессию всех выработок и получают максимальное значение депрессии шахты h_{max}, к которой для получения полной депрессии, развиваемой вентилятором, необходимо добавить депрессию диффузора (или всаса) и скоростной напор $\frac{v^2}{2g}\gamma$ при выходе воздуха в атмосферу.

Подсчет депрессии естественной тяги бывает необходим для малых шахт, при которых обычно практикуется естественное проветривание. Кроме того, естественная тяга может помогать работе вентилятора или же, наоборот, действовать в противоположном направлении, затрудняя его работу. Поэтому при проектировании проветривания шахт необходимо определять направление естественной тяги и величину депрессии, которая может быть вычислена по приближенной формуле

$$h = 346H\frac{t_2 - t_1}{(273 + t_1)(273 + t_2)}, \qquad (296)$$

где h — депрессия, *мм вод. ст.*;

H — глубина ствола, *м*;

t_1 и t_2 — средние температуры нисходящего и восходящего столбов воздуха, *град.*

Подбор вентилятора в основном заключается в выборе такого типа и размера его, который в условиях данной шахты обеспечит наименьшую стоимость 1 $м^3$ подаваемого в подземные выработки воздуха. Решающим фактором с этой точки зрения является к. п. д. вентилятора. Поэтому, установив по индивидуальным характеристикам типы и размеры вентиляторов, могущих удовлетворить потребность шахты в воздухе при данном эквивалентном отверстии, из их числа выбирают вентилятор с максимальным к. п. д.

§ 189. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ УСТРОЙСТВА

Поступающий в шахту воздух необходимо распределить по выработкам таким образом, чтобы все забои омывались деятель-

ной струей и чтобы в каждый забой подавалось количество воздуха, достаточное для разбавления вредных примесей и понижения температуры.

Для правильного распределения воздуха приходится совершенно закрывать доступ его в старые выработки и искусственно увеличивать сопротивление тех выработок, где потребность в воздухе меньше.

Если необходимо прекратить доступ воздуха в какую-либо действующую выработку, то ее закрывают *перемычкой с две-*

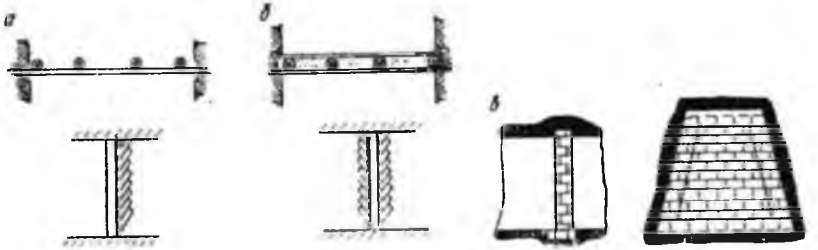


Рис. 457. Вентиляционные перемычки:

а — деревянная одинарная; *б* — деревянная двойная; *в* — кирпичная

рями. Глухими перемычками закрывают совершенно оставленные выработки, по которым нет движения. При коротком сроке службы применяют деревянные одинарные перемычки из досок, прибитых к стойкам и обмазанных для воздухонепроницаемости глиной (рис. 457, *а*), или двойные из двух досок с затрамбованной между ними глиной (рис. 457, *б*).

Если перемычка должна служить долгое время или если требуется большая воздухонепроницаемость ее, применяют каменные или кирпичные (рис. 457, *в*) перемычки, заделываемые для большей прочности и плотности в стенки выработки.

Чтобы при пропуске через вентиляционные двери людей или груза не было утечек воздуха, устанавливают две двери на таком расстоянии, чтобы одна из них была закрытой при прохождении через другую состава вагонеток; пространство между ними играет роль шлюза. Эти двери нельзя открывать одновременно. Чтобы двери не могли быть открыты воздушной струей, они должны открываться только навстречу воздушному потоку. При большом движении груза по выработке двери должны открываться и закрываться автоматически или же обслуживаться специальными дверовыми.

Вентиляционные двери устанавливают в каменных или чураковых перемычках с устройством вруба размером не менее 0,5 *м* в породе и 1 *м* в угле.

В целях предупреждения выключения отдельных участков из установленной схемы проветривания, вследствие возможного короткого замыкания вентиляционных струй, следует соблюдать следующие условия:

а) число дверей должно быть не менее двух с расстоянием между ними бо́льшим максимальной длины состава вагонеток;

б) двери должны быть деревянными, толщиной не менее 40 *мм*, обитыми листовой сталью, или стальными, толщиной не менее 3 *мм*, укрепленными в стальных рамах с раскосами;

в) при наличии в выработках рельсовых путей должны быть приняты меры для устранения утечек через порог двери.

В каждой выработке, соединяющей подающий и отводящий воздух стволы, следует устраивать две каменные или бетонные перемычки, каждая с двумя дверями, открывающимися в противоположные стороны.

В некоторых случаях, когда потеря воздуха не имеет большого значения, двери заменяют занавеской — *парусом*.

Установка парусов и дверей в наклонных выработках, по которым происходит откатка, запрещается.

Иногда приходится не полностью прекращать доступ воздуха в какую-либо выработку, а лишь уменьшить его количество; тогда в соответствующей перемычке или в двери прорезают *вентиляционное окно*. Количество проходящего по этой выработке воздуха может регулироваться задвижкой в окне.

Иногда приходится пересекать выработки, подающие чистый воздух, исходящей струей; в этом случае, во избежание смешения чистого и отработанного воздуха, приходится устраивать *вентиляционный мост* (кроссинг) (рис. 458), как правило, выше выработки.

Вентиляционные мосты бывают капитальные и участковые. Капитальные вентиляционные мосты обслуживают крыло шахты или район нескольких участков и должны сооружаться из камня или бетона. В случае же необходимости пропуска воздуха в количестве 20 *м*^{3}/*сек* и более должны проводиться специальные обходные выработки с плавными сопряжениями и такого сечения, чтобы потеря депрессии в этой выработке не превышала 15 *мм вод. ст.*

Участковые вентиляционные мосты обслуживают отдельные участки и сооружают их из камня или бетона. Если же количество проходящего по вентиляционному мосту воздуха не превышает 10 *м*^{3}/*сек*, то его можно устраивать в каменных или чураковых перемычках из стальных труб сечением не менее 0,5 *м*^{2} и с толщиной стенок не менее 5 *мм*.

Устройство деревянных вентиляционных мостов допускается только в период строительства новых шахт до сдачи их в эксплуатацию.

Тупиковые забои подготовительных выработок проветривают при помощи *продольных перемычек* (рис. 459, *а*), вентиляционных труб (рис. 459, *б*) и вентиляторов местного проветривания (рис. 459, *в*).

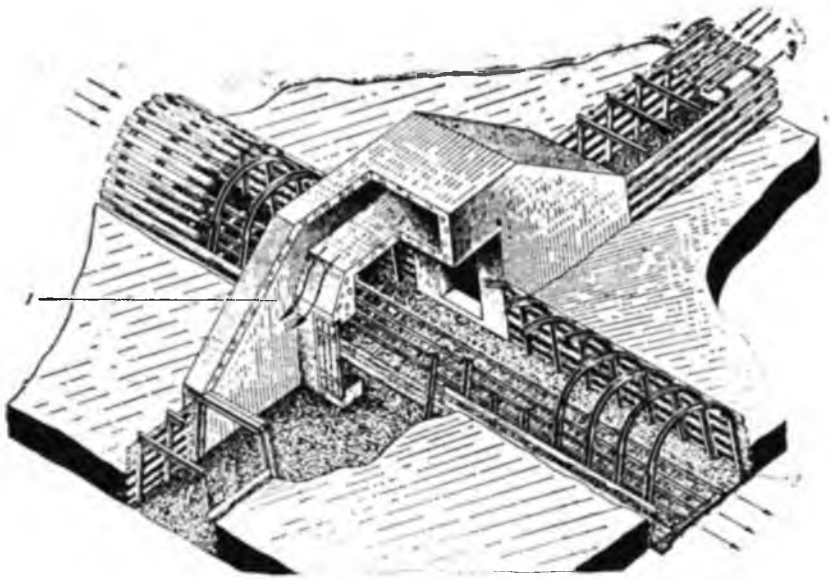


Рис. 458. Вентиляционный мост (кроссинг):
1 — кроссинг; *2* — откаточный штрек; *3* — ходок

Продольные перемычки наращивают по мере подвигания забоя, они служат для разделения выработок на две части, по одной из которых подводится струя свежего воздуха, а по другой отводится отработанная. Перемычка должна быть тщательно промазана глиной.

При проветривании через вентиляционные трубы, обычно применяемом при проведении выработок, печь, отводящую отработанный воздух, перекрывают поперечной перемычкой, в которую заделывают трубу (рис. 459); свежий воздух поступает к забою по выработке, а загрязненный удаляется по вентиляционной — металлической, деревянной или парусиновой — трубе. Длина труб и деревянных перегородок допускается не свыше 60 *м*.

При большой протяженности глухих выработок воздух нагнетается по трубам к забою вентилятором, установленным на свежей струе. В настоящее время для этого применяют электрические и пневматические осевые вентиляторы, устанавливаемые непосредственно в трубе.

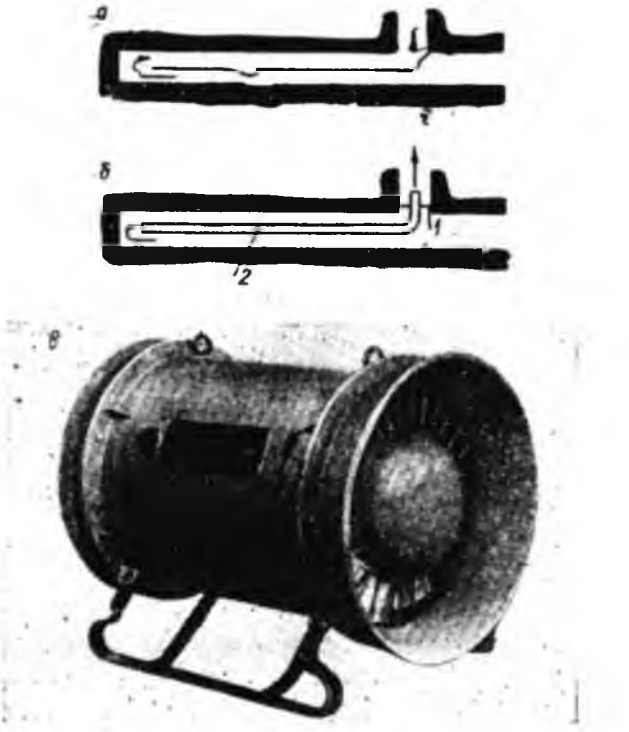


Рис. 459. Устройства для проветривания тупиковых забоев:

а — продольная перемычка; *б* — вентиляционные трубы; *в* — вентилятор местного проветривания „Проходка-600"; *1* — перемычка в печи; *2* — вентиляционные трубы

§ 190. ЗАМЕР ДАВЛЕНИЯ И СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА

В шахтной вентиляции различают *абсолютное давление воздуха,* выражаемое в миллиметрах ртутного столба, и *депрессию* или разницу между абсолютными давлениями воздуха в двух точках, выражаемую в миллиметрах водяного столба.

Абсолютное давление измеряют *барометрами-анероидами* или *барографами* (самопишущими барометрами). Для измере-

ния депрессии пользуются *депрессиометром* (рис. 460), представляющим U-образную стеклянную трубку, наполненную подкрашенной водой и снабженную шкалой. Нуль шкалы находится посредине и соответствует положению менисков воды в обоих коленах на одном уровне.

Если соединить резиновой трубкой одну ветвь депрессиометра с каналом вентилятора, а другую оставить открытой, то вследствие разности давления воздуха в канале и на поверхности жидкость в обеих ветвях депрессиометра устанавливается на



Рис. 460. Депрессиометр



Рис. 461. Анемометр

разных уровнях; замеренная разность уровней и дает депрессию (компрессию) непосредственно в миллиметрах водяного столба.

Общепринятым прибором для измерения в горных выработках скорости движения воздуха является *анемометр* (рис. 461), колесо которого состоит из нескольких (обычно восьми) тонких пластинок, укрепленных при помощи стерженьков на стальной оси, вращающейся в двух подшипниках; посредством соответствующей передачи вращение оси анемометра сообщается счетчику, отсчитывающему число оборотов колеса или пропорциональное ему число.

На счетчике имеется большая стрелка, отсчитывающая единицы и десятки, и несколько малых, отсчитывающих сотни, тысячи, десятки тысяч и т. д. Число делений, показываемых счетчиком в единицу времени, равно скорости движения воздуха.

При замерах анемометр держат таким образом, чтобы струя воздуха ударяла в колесо перпендикулярно плоскости его вращения.

Анемометром можно замерить скорость воздушной струи в какой-либо точке и среднюю скорость в данном сечении потока (в горной выработке). Средняя скорость движения воздуха может быть замерена двумя способами: замером *«перед собой»* и замером *«в сечении»*. В первом случае замерщик стоит посредине выработки лицом к струе и на вытянутой руке водит анемометр по сечению выработки перед собой. При замере «в сечении» замерщик стоит сбоку выработки, например между стойками крепи, и водит анемометр перед собой по сечению выработки. Зная среднюю скорость v воздушной струи и сечение S выработки в месте замера, можно определить количество поступающего воздуха Q

$$Q = S \cdot v. \qquad (297)$$

За проветриванием шахт необходим систематический контроль, так как на действующих шахтах происходит непрерывное изменение длины откаточных и вентиляционных выработок, меняется схема проветривания и сечение выработок и т. п. Основными задачами этого контроля являются:

1) установление общего количества воздуха, поступающего в шахту;

2) установление количества воздуха, направляемого на отдельные участки и доходящего до отдельных забоев;

3) проверка соблюдения нормы количества воздуха на одного трудящегося и на тонну суточной добычи;

4) определение утечек воздуха.

Для контрольных замеров поступающего воздуха устраивают специальные *замерные станции,* на которых при деревянной крепи стенки обшивают досками, и точно определяют площадь поперечного сечения. Замеры воздуха производят в определенные сроки и заносят в шнурованную книгу. Для систематического контроля общешахтной депрессии по Правилам технической эксплуатации шахт требуется, чтобы все вентиляторы снабжались депрессиометрами, а вентиляторы особо опасных шахт — самопишущими депрессиометрами.

Обязательное измерение общешахтной депрессии дает возможность судить о колебаниях ее и в некоторой степени о колебаниях количества поступающего в шахту воздуха; распределение же депрессии по отдельным выработкам остается не освещенным, тогда как для контроля за состоянием выработок с точки зрения их вентиляционного сопротивления имеет большое значение именно распределение депрессии.

Для установления распределения общешахтной депрессии по выработкам производят *депрессионную съемку,* которая заключается в замере при помощи приборов абсолютного давления

воздуха в разных точках шахты, математической обработке замеров и определении депрессии между отдельными пунктами съемки. Для оперативного руководства проветриванием подземных работ составляют вентиляционные схемы и планы, на которых все вентиляционные устройства наносят в виде условных обозначений.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Что такое шахтный воздух, и в чем заключаются задачи проветривания?
2. Опишите основные свойства и средства определения газов, встречающихся в шахтном воздухе: O, CO_2, CO, H_2S, SO_2 и газов, получающихся при взрывных работах.
3. Какими основными свойствами обладает метан, и как делятся шахты по метанообильности?
4. Опишите свойства шахтной пыли и средства борьбы с ней.
5. Опишите физические свойства шахтного воздуха.
6. Какие принимаются нормы воздуха для проветривания шахт, и как подсчитывается общее необходимое его количество?
7. Что такое депрессия шахты, и как она определяется?
8. Что такое сопротивление выработки, мюрг и эквивалентное отверстие, и как они определяются?
9. Какое встречается при проветривании шахт сочетание выработок и как определяются при этом общие сопротивление, депрессия и эквивалентное отверстие?
10. Как осуществляется проветривание шахт, и какие вентиляторы для этого применяются?
11. Что такое индивидуальные характеристики вентиляторов, какие они бывают и для чего служат?
12. Для чего применяются на шахтах калориферы?
13. В чем заключается и как осуществляется проектирование проветривания шахт?
14. Какие существуют вентиляционные устройства, и какие к ним предъявляются требования?
15. Как осуществляется замер давления и скорости движения воздуха?

Глава XXII

ШАХТНОЕ ОСВЕЩЕНИЕ

§ 191. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Хорошее освещение подземных выработок значительно повышает безопасность работ, увеличивает производительность труда и улучшает условия для отборки пустой породы от полезного ископаемого.

Наиболее распространенным в подземных выработках является освещение при помощи *переносных аккумуляторных ламп.*

В качестве индикаторов на метан, кислород и углекислый газ применяют *пламенные бензиновые лампы.*

Широкое внедрение на угольных шахтах машин для механизации всех процессов угледобычи требует хорошего освещения подземных горных выработок. Поэтому наряду с применением переносных ламп все большее распространение получают светильники с лампами накаливания, питаемыми электрическим током от сети. Такое освещение получило название *стационарного.*

В механизированных очистных и подготовительных забоях важнее всего хорошо осветить места работы у механизмов. Светильники общего освещения в очистных и подготовительных забоях подвешивают на расстоянии 4—6 *м*, вследствие чего они не могут обеспечить достаточную освещенность на рабочих местах у механизмов при ремонтных работах: соединение порвавшейся цепи, смена зубков и пр., так как положение рабочего места меняется относительно светильников общего освещения.

Поэтому на современных комбайнах и погрузочных машинах закрепляют *местные светильники,* обеспечивающие освещение пространства непосредственно у рабочего места. Такие светильники (фары) являются составной частью самих машин. Питаются они от того же кабеля, что и электродвигатель машины.

Местное освещение забойных механизмов особенно необходимо в шахтах, опасных по газу или пыли, где очистные забои, как правило, освещают пока только переносными аккумуляторными лампами.

§ 192. СТАЦИОНАРНОЕ ОСВЕЩЕНИЕ

Лампами, питаемыми от электрической сети, должны освещаться следующие подземные выработки:

а) околоствольные дворы;

б) электромашинные камеры, подземные мастерские, электровозные гаражи, медпункты и склады взрывчатых веществ;

в) забои очистных и подготовительных выработок;

г) выработки с электровозной откаткой и конвейерным транспортом;

д) приемные и погрузочные площадки;

е) места выработок, где установлены стрелки, съезды, двери и устроены пересечения и закругления;

ж) людские ходки, а для шахт Подмосковного бассейна и других бассейнов с аналогичными условиями также вентиляционные штреки.

Расстояния между светильниками при мощности ламп 60—100 *вт* принимают следующие:

1) забои очистных и подготовительных выработок 4—6 *м*;

2) погрузочные площадки 2—3 *м*;

3) основные откаточные выработки: а) с откаткой бесконечным канатом 6—10 *м*; б) при остальных видах механизированной откатки 12—20 *м*;

4) приемные площадки околоствольных дворов и посадочных пунктов 2—3 *м*;

5) прочие откаточные выработки околоствольного двора 4—6 *м*;

6) камеры 2—3 *м*.

Для электрического освещения под землей запрещается применять напряжение свыше 127 *в*; поэтому для понижения имеющегося в шахте напряжения устанавливают *осветительные трансформаторы*. В околоствольных дворах и камерах при высоте подвески светильников не ниже 2,5 *м* допускается применение линейного напряжения 220 *в*.

Для освещения подземных выработок выпускают светильники (рис. 462) в нормальном рудничном исполнении РН-60-1, РН-60-2, РН-100 и РН-200 и в рудничном исполнении повышенной надежности РП-25 и РП-60. Светильники РН устанавливают во всех выработках шахт, не опасных по газу или пыли, и в шахтах, опасных по газу или пыли, для освещения выработок на свежей струе.

Светильник РН-60-1 снабжают электрическими лампами мощностью 60 *вт*; РН-60-2 лампами 60—75 *вт*. Мощность лампочек остальных светильников соответствует цифре, стоящей после буквенного обозначения светильника.

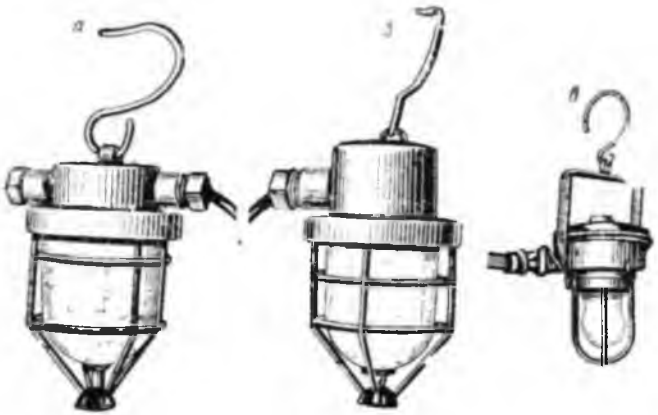


Рис. 462. Стационарные шахтные светильники:
а — РН-60-1; *б* — РП-60; *в* — пневмоэлектрический светильник

Основными составными частями светильников РН и РП являются корпус, защитный стеклянный колпак и защитная сетка, прикрепленная к кольцу, соединяющемуся при помощи специального затвора с корпусом. Между корпусом и защитным колпаком помещается уплотняющая резиновая прокладка. Колпак к корпусу прижимается при помощи винта, расположенного в нижней части защитной сетки. Гибкий кабель подсоединяется к светильнику при помощи сальникового ввода. Для подвешивания светильников на корпусе имеется крюк.

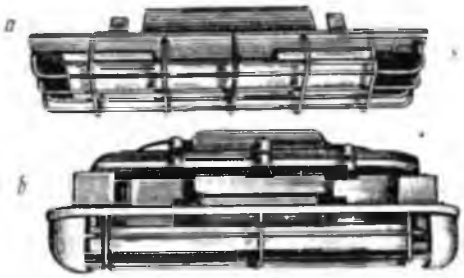


Рис. 463. Люминесцентные шахтные светильники:
а — РНЛ-15; *б* — взрывобезопасный светильник РВЛА-15)

Светильники РП снабжают приспособлением, обеспечивающим размыкание цепи при разрушении защитного колпака. В светильнике РП-25 лампа с гладким цоколем в нормальных условиях удерживается в соприкосновении с питающими контактами при помощи прижимного винта и защитного колпака. При повреждении последнего

лампа выталкивается пружиной из патрона, в результате чего цепь размыкается. В светильнике РП-60 лампа удерживается во включенном состоянии при помощи трех приливов стеклянного колпака; при разрушении колпака один из них обязательно будет разбит и лампа, потеряв одну из трех точек опоры, будет вытолкнута из патрона пружиной.

Для освещения высоких камер при добыче, например, каменных солей и на открытых работах применяют *прожекторы* с лампами накаливания мощностью 500—1000 *вт*.

В настоящее время в СССР для освещения подземных выработок широко применяют специальные светильники с *люминесцентными лампами (лампами дневного света,* рис. 463).

Люминесцентная лампа представляет собой стеклянную трубку, заполненную аргоном (кроме аргона, в лампу вводится несколько миллиграммов чистой ртути), на концах которой имеются электроды из вольфрамовой проволоки. Если к электродам лампы подвести ток, то в трубке после некоторого подогрева их произойдет газовый разряд, свет которого богат невидимыми для глаза ультрафиолетовыми лучами. Для преобразования последних в видимые лучи дневного или белого света служат специальные вещества — люминофоры, которые наносятся на стенки трубки слоем определенной толщины.

В зависимости от мощности и напряжения люминесцентные лампы имеют различный диаметр (14—60 *мм*) и длину (200—1500 *мм*).

Электроды люминесцентной лампы нагреваются значительно меньше, чем нити обычной лампочки. Поэтому электроды лампы не могут воспламенить рудничный газ даже при повреждении трубки.

Потенциал зажигания люминесцентных ламп, даже для самых коротких из них, выше 400—500 *в*, поэтому при включении в сеть с напряжением 127 или 220 *в* люминесцентные лампы должны иметь специальные приспособления для зажигания.

Люминесцентные лампы потребляют энергии примерно в три раза меньше, чем обычные лампы накаливания, а срок службы их значительно выше.

Для освещения подземных выработок угольных шахт лампы этого типа впервые были применены в Советском Союзе.

В настоящее время шахтные люминесцентные светильники выпускают в двух исполнениях: *нормальном* и *взрывобезопасном.*

Кроме светильников, питающихся от электрической сети, применяют, особенно за рубежом, *пневмоэлектрические светильники.*

Источником энергии шахтных взрывобезопасных пневмоэлектрических светильников является генератор переменного тока,

встроенный в корпус светильника и приводимый в движение воздушной турбиной. Такие светильники подключают к шахтной воздушной сети. В качестве источника света у пневмоэлектрических светильников могут применяться лампы накаливания, люминесцентные и ртутные лампы.

Для гидрошахт разработаны светильники с гидроприводом.

§ 193. ОСВЕЩЕНИЕ ПЕРЕНОСНЫМИ ЛАМПАМИ

Пламенные лампы

Переносные лампы по источнику света разделяют на две группы: пламенные и электрические аккумуляторные.

Пламенные лампы бывают *открытые* и *предохранительные*. Источниками света с открытым огнем, применяющимися в негазовых шахтах, являются *ацетиленовые* и *бензиновые* лампы, обеспечивающие продолжительность нормального непрерывного горения не менее 11 час., считая с момента выдачи лампы.

Применяемые в негазовых шахтах нашей горной промышленности бензиновые лампы отличаются от описанных ниже предохранительных ламп лишь наличием только одной сетки и затвором.

В ацетиленовых лампах горючим служит газ *ацетилен*, получающийся в лампе при взаимодействии воды, притекающей из верхнего резервура, с карбидом кальция, наполняющим нижний резервуар.

Выходящий через горелку газ зажигается и горит ярким белым пламенем. Карбида хватает, в зависимости от емкости резервуара лампы, на 5—6 или 12—14 час. Сила света ацетиленовых ламп достигает 10 свечей.

В шахтах, опасных по газу или пыли, применяют так называемые *предохранительные бензиновые* лампы, пламя которых изолировано от наружного воздуха *двумя проволочными сетками* (рис. 464).

Назначение сеток — охлаждать продукты горения до температуры, не воспламеняющей рудничный газ.

Чем гуще сетка, тем больше она отнимает тепла, но, с другой стороны, тем меньше будет приток воздуха и тем меньше света будет давать лампа.

В лампах применяются сетки, на 1 $см^2$ которых приходится не меньше 144 отверстий из стальной проволоки диаметром 0,35 *мм*.

Нижняя часть этой лампы — штампованный цилиндрический резервуар *1* с припаянной крышкой — наполнена ватой, которая пропитывается бензином, заливаемым через закрываемое герметической пробкой с резьбой отверстие вверху цилиндра. Внутри

это отверстие отделяется от ваты фильтром. Вата, впитывая в себя бензин, предотвращает его вытекание через неплотности возле пробки и горелки.

Горелка лампы *2* состоит из двух трубок: фитильной, проходящей через крышку резервуара, и трубки, несущей винтовой стержень, проходящей через весь резервуар лампы насквозь. Вращением гайки *6* винтового стержня *7* можно регулировать

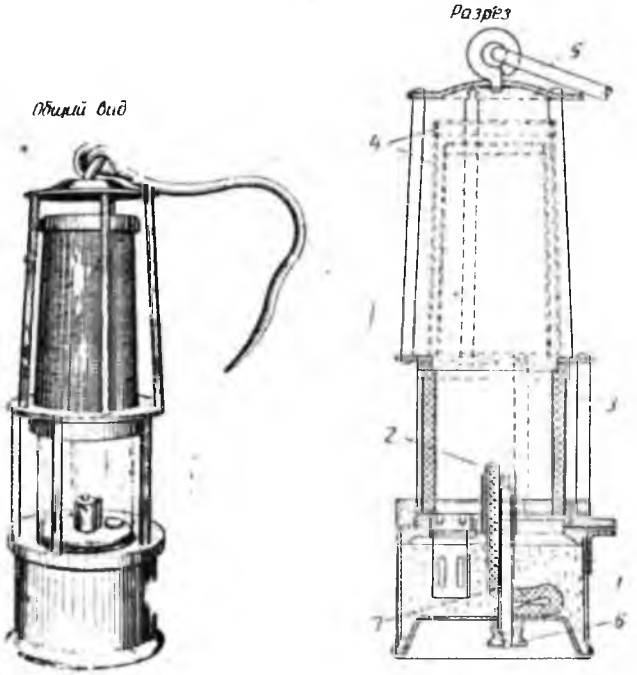


Рис. 464. Бензиновая предохранительная лампа

длину фитиля и высоту пламени. Во избежание чрезмерного увеличения высоты пламени и появления копоти горелка снабжена упорной пластинкой, ограничивающей подъем фитиля.

При сборке лампы на крышку резервуара укладывают асбестовое кольцо, на которое ставят стекло *3*, на него в свою очередь укладывают второе асбестовое кольцо и затем устанавливают две металлические сетки *4*, вдвинутые одна в другую.

После этого надевают верхнюю часть лампы, состоящую из кольца и крышки, соединенных между собой столбиками. К крышке лампы прикреплен крюк *5* для ношения лампы и подвешивания ее к крепи. Верхняя часть лампы привинчивается к нижней при помощи винтовой нарезки, а для того, чтобы

нельзя было открыть лампу в шахте, устраивают специальные магнитные, открываемые лишь при помощи магнита, и пломбовые затворы.

Сила света бензиновой предохранительной лампы 0,5—0,6 свечи.

Опыты показали, что сетка может предотвратить взрыв только при скорости воздуха не больше 6 *м/сек*. Поэтому необходимо применять две сетки, а кроме того, во всех выработках, где скорость воздуха больше 5 *м/сек*, или в выработках с капежом лампы, кроме сеток, должны быть снабжены *шлемом*, уменьшающим скорость прохождения воздуха через сетку.

Так как предохранительные свойства лампы зависят от воздухонепроницаемости всех ее частей и от отсутствия повреждений в сетке, лампы перед спуском в шахту необходимо тщательно проверять.

Предохранительной лампой можно грубо определить количество метана, так как при содержании его в воздухе меньше 5,5% над пламенем лампы появляется *бледноголубой ореол* горящего метана.

Видимость этого ореола и опасность выброса пламени из сетки зависят от высоты пламени лампы. При полном пламени лампа заполнена продуктами горения и кислорода в ней мало, поэтому опасность взрыва невелика, при маленьком пламени ореол метана более заметен, но зато газовая смесь внутри сеток содержит больше кислорода, и опасность выброса пламени за сетку больше.

Поэтому при определении содержания метана предохранительной лампой замер должен производиться вначале при нормальном пламени. Если при этом будет замечено ослабление света лампы, удлинение пламени и копоть, то дальнейшее производство замеров должно быть прекращено, а в книге замеров должно быть отмечено содержание метана свыше 4%. Если же удлинения пламени не будет наблюдаться, необходимо производить замер при пламени, уменьшенном примерно до 2 *мм*. Лампу при этом следует постепенно поднимать от почвы к кровле. Если в лампе произойдет вспышка или пространство внутри нее наполнится пламенем, лампу надо опустить осторожно вниз. Запрещается надолго оставлять лампу во взрывчатой смеси; как только ореол достигнет половины высоты стекла, надо сейчас же осторожно ее опустить вниз и прекратить замер.

Если при замере газа лампа потухнет, а газ будет гореть внутри ее (в сетке), нельзя задувать огонь, а нужно, прикрутив фитиль до отказа, осторожно опустить лампу на подошву выработки. При этом пламя в лампе погаснет.

Содержание метана определяется по высоте ореола (рис. 465 и табл. 38).

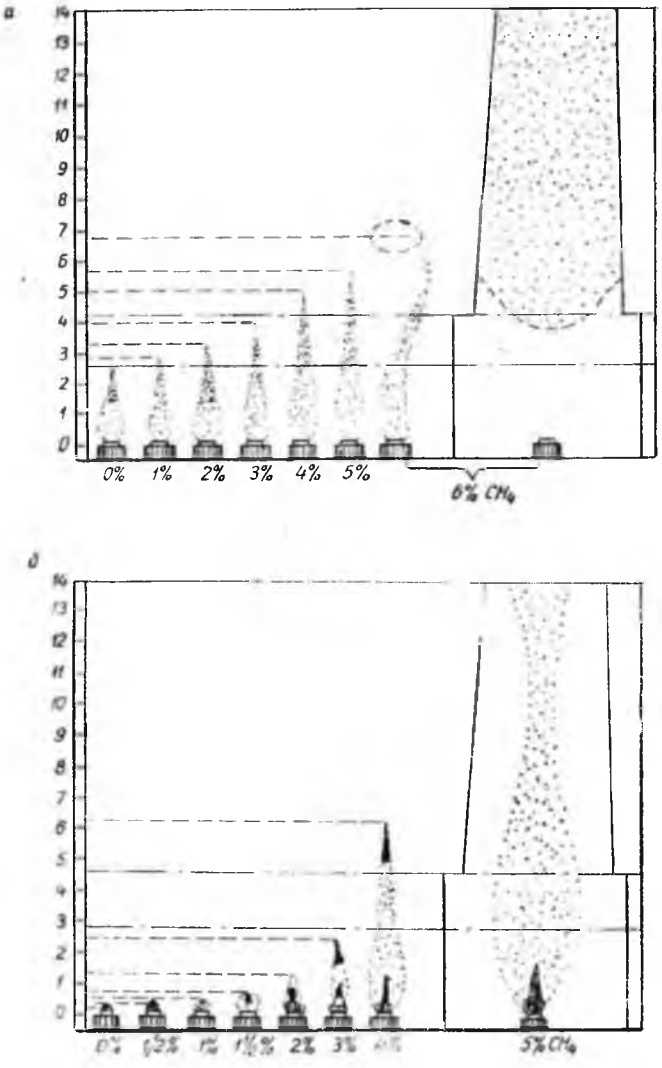


Рис. 465. Характер пламени предохранительной бензиновой лампы при замере содержания метана:

а — при полном пламени; *б* — при уменьшенном пламени

Таблица 38

Содержание метана в воздухе при различной высоте ореола в предохранительной лампе

Высота ореола над уменьшенным пламенем, *мм*	5	9	11	16	25	33	62
Содержание метана, %	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0

Запрещается производить замер метана неисправной лампой.

Аккумуляторные лампы

Источником электрической энергии, накаляющей нить лампочки, служит аккумулятор, представляющий одно целое с лампой (*ручные светильники*) или присоединенный к ней при помощи тонкого гибкого кабеля (*светильники головного типа*).

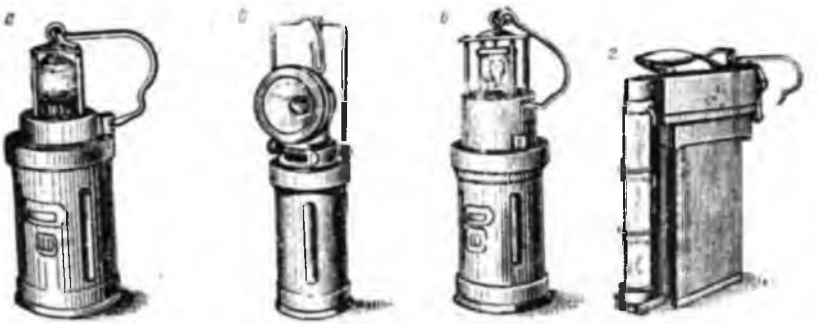


Рис. 466. Аккумуляторные ручные светильники:
а — ЛАУ-4; *б* — ЛАТ-2; *в* — РВС-2; *г* — ЛАС-6

Завод «Свет шахтера» выпускает ручные светильники кругового светораспределения ЛАУ-1 и ЛАУ-4 (рис. 466, *а*) и для технического персонала концентрированного светораспределения ЛАТ-2 (рис. 466, *б*), снабженный зеркальным параболическим отражателем и толстым защитным стеклом.

Ручной аккумуляторный светильник ЛАУ-4 состоит из корпуса, в котором помещается аккумуляторная батарея, и головки светильника, соединяющейся с корпусом при помощи резьбы. На головке укреплены четыре стойки, на которые опирается крышка с крюком для переноски лампы. Головка светильника имеет с верхней стороны патрон для лампочки, а снизу — контакты для соединения с контактами аккумуляторной батареи. Головка

лампы снабжена магнитным затвором. Лампочка накаливания закрывается защитным стеклянным колпаком. Аккумуляторная батарея состоит из двух элементов; напряжение каждого из них 1,25 *в*.

На рис. 466, *в* представлен ручной взрывобезопасный светильник РВС-2, разработанный бывш. ВУГИ, отличающийся от светильника ЛАУ-4 конструкцией головки, которая снабжена шарнирно-шаровым отключающим устройством. На рис. 466, *г* показан ручной люминесцентный аккумуляторный светильник ЛАС-6.

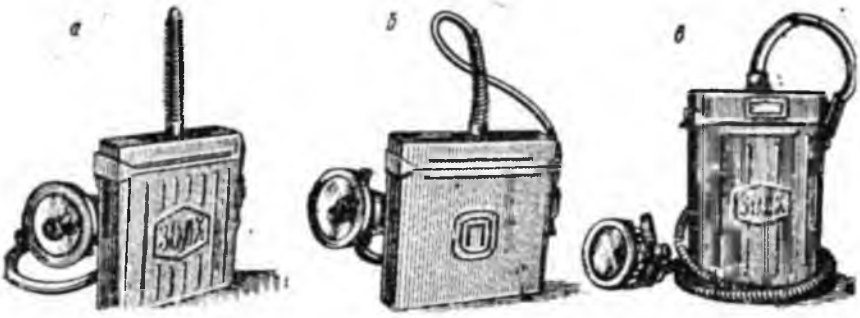


Рис. 467. Аккумуляторные светильники головного типа:
а — ЛСК-10у; *б* — ЛАГ-1; *в* — ШГС-1

Аккумуляторные головные светильники (рис. 467) ЛСК-10у и ЛАГ-1 одинаковы по конструкции и отличаются лишь световыми характеристиками, напряжением, типом батарей и размерами. Они состоят из корпуса аккумуляторной батареи из листовой стали, крышки корпуса с пружинными контактами, изолированными эбонитовыми прокладками, и карболитовой фары с лампочкой, защищенной вместо силикатного стекла плексигласом. Фара снабжается алюминиевым отражателем и соединяется с контактами крышки корпуса двужильным шланговым проводом. На корпусе аккумуляторной батареи имеются скобы для поясного ремня. Для подвески фары на каску на ее корпусе имеется крючок.

Лампа ЛАГ-1 снабжается лампочкой накаливания, имеющей две нити в одной колбе — рабочую и резервную, включение каждой из которых осуществляется при помощи переключателя. Большую силу света дает рабочая нить; ею пользуются во время основной работы. Резервной нитью пользуются во время движения по выработкам.

Более совершенным является разработанный бывш. ВУГИ светильник головного типа ШГС-1.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Какие применяются в шахте средства освещения?
2. Какие места в шахте освещаются стационарными светильниками?
3. Какие существуют стационарные шахтные светильники?
4. Какие существуют переносные светильники?
5. Как устроена бензиновая предохранительная лампа?
6. Как производится замер содержания метана в воздухе бензиновой предохранительной лампой?
7. Какого типа бывают аккумуляторные лампы?

Глава XXIII

ПОЖАРЫ И ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО

§ 194. ПОЖАРНАЯ ОХРАНА НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Пожарная охрана заключается в первую очередь в проведении профилактических мероприятий, предупреждающих возникновение пожаров, в разработке мероприятий по локализации возникших пожаров и по тушению последних.

К профилактическим противопожарным мероприятиям на поверхности относится проектирование технологического процесса, строительных и монтажных работ с соблюдением противопожарных мер: применение огнестойких материалов; устройство брандмауеров и разрывов между отдельными зданиями, соответствующее устройство выходов, что способствует также локализации возникших пожаров.

Все сооружения на поверхности в части осуществления противопожарных мероприятий должны удовлетворять требованиям «Общих правил противопожарной охраны промышленных предприятий и норм противопожарного водоснабжения».

Вновь возводимые надшахтные здания со всеми помещениями внутри них, предназначенные для входа воздуха, а также копры должны быть огнестойкими или полуогнестойкими.

Устья стволов шахт и штолен, предназначенных для подачи свежего воздуха, а также имеющие деревянную крепь или деревянное надшахтное здание, на случай пожара в надшахтном здании должны быть оборудованы легко закрывающимися лядами или дверями.

Для предотвращения проникновения в ствол дыма при пожаре в калориферном канале должно быть установлено запорное устройство (шибер).

В надшахтных зданиях запрещается курить и пользоваться открытым огнем; на шахтах, опасных по газу, открытого огня не должно быть на расстоянии 20 *м* от диффузора вентилятора. Сварочные и автогенные работы, а также работы с паяльной трубкой должны производиться в соответствии с § 544 ПБ.

Лесной склад должен быть расположен от ствола, подающего свежий воздух, не ближе 80 *м*, а от отвалов породы — не ближе 30 *м*.

Отвалы горючих и окисляющихся пород, а также котельных шлаков должны быть расположены не ближе 80 *м* от ствола шахты, подающего воздух, с учетом преобладающих ветров, чтобы продукты горения (газы) не могли засасываться в шахту.

Эти отвалы не должны располагаться на выходах пластов при залегании их на глубине менее 10 *м*, а также в зоне возможных провалов над выработанным пространством.

Для хранения противопожарных материалов, оборудования и приспособлений должны быть организованы склады, расположенные на расстоянии не более 100 *м* от надшахтного здания и связанные со стволом шахты рельсовыми путями.

Использование материалов, хранящихся в противопожарных складах, на нужды, не связанные с ликвидацией аварий, запрещается. Материалы, израсходованные со складов при ликвидации пожаров и других аварий, должны быть пополнены в однодневный срок (эти требования распространяются и на подземные склады). На всех шахтах на поверхности устраивают и всегда держат наполненными водой специальные противопожарные водоемы емкостью не менее 250 $м^3$. Дополнительно о требованиях противопожарной охраны см. ПБ § 534—553.

§ 195. ПРИЧИНЫ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ

Опасность подземных пожаров является гораздо большей, чем пожаров на поверхности, так как, кроме большого материального ущерба, подземные пожары часто сопровождаются отравлениями людей продуктами горения.

При неполном сгорании крепи образуется громадное количество окиси углерода; подсчеты показывают, что образующейся при неполном сгорании одной крепежной рамы окиси углерода достаточно для отравления воздуха до смертельно опасной дозы в штреке сечением 4—5 $м^2$ на протяжении 2 *км*; таким образом, начавшийся на небольшом участке подземный пожар может вывести из строя всю шахту.

Кроме воспламенения крепи, возможно горение и полезного ископаемого — угля, серы и колчеданов. Такие пожары приносят еще больший ущерб, чем горение крепи, так как очаг таких пожаров зачастую недосягаем, вследствие чего ликвидация их затягивается на несколько месяцев и даже лет. Такие пожары связаны с образованием громадного количества ядовитых газов: окиси углерода — при горении угля и сернистого газа — при колчеданных пожарах.

Причины возникновения рудничных пожаров можно разделить на две группы: 1) пожары от открытого огня и 2) пожары от самовозгорания полезного ископаемого, называемые *эндогенными*.

Самовозгоранием называют воспламенение вещества под влиянием физико-химических процессов, развивающихся самопроизвольно внутри самого вещества.

Пожары первой группы возникают по самым разнообразным причинам: курение, оставленная в забое при обрушении крепи лампа, неисправности в электропроводке, воспламенение горючих жидкостей (например, в камере для промывки отбойных молотков), передача огня с поверхности через трещины обрушения и шурфы и т. п. Эти причины пожаров являются следствием небрежности, неосторожности или неумелой эксплуатации электрического и механического оборудования.

Эндогенные пожары возникают в результате неправильного ведения горных работ, сопровождающегося большими потерями угля и руды, или вследствие применения непригодной для данных горнотехнических условий системы разработки и неправильного вентиляционного режима.

Способностью самовозгораться обладают угли, углистые породы и сернистые руды. Объясняется это тем, что под влиянием совместного действия ряда факторов они жадно поглощают кислород воздуха; при этом происходит окисление угля или руды и повышается температура. С повышением температуры поглотительная способность пород возрастает, и постепенно они настолько нагреваются, что медленное окисление переходит в горение.

Наблюдениями установлено, что измельченная порода самовозгорается значительно быстрее, так как чем мельче куски, тем большая площадь поверхности приходится на единицу веса и тем интенсивнее происходит поглощение кислорода и нагревание. До некоторых небольших пределов подача свежего воздуха способствует самовозгоранию, увеличивая приток кислорода, но с повышением скорости и появлением деятельной воздушной струи воздух начинает уносить избыток тепла и, противодействуя нагреванию, делает самовозгорание невозможным.

Курные угли самовозгораются чаще, чем тощие, а молодые угли (например, юрские) более склонны к самовозгоранию, чем более древние (например, каменноугольные).

Самовозгорание чаще всего возникает в раздавленных, плохо изолированных от доступа воздуха целиках небольших размеров при значительном горном давлении, у сбросов, при выклинивании и других нарушениях и, наконец, в выработанном пространстве при оставлении там мелкого угля. Так как наибольшее количество потерянных целиков остается при выемке мощных зале-

жей без закладки, то и самовозгорание чаще всего наблюдается при разработке мощных пластов и жил с обрушением.

Самовозгорание возникает при местной концентрации тепла, поэтому оно территориально всегда ограничено. Место самовозгорания носит название очага *самовозгорания.*

В подземных выработках во время пожара происходит специфическое изменение состава шахтной атмосферы, которое в основном сводится к сокращению содержания кислорода и появлению газообразных и парообразных продуктов — *пожарных газов*, являющихся частично ядовитыми, частично взрывчатыми. Пожарные газы, возникающие при горении угля и колчедана, несколько различны.

Скопляясь в изолированном пространстве, пожарные газы могут давать смеси, способные взрываться при наличии соответствующих условий (при определенном составе пожарных газов и соотношении их с воздухом, температуре, давлении и пр.).

Эндогенные пожары проходят через фазы: 1) самонагревание и тление, 2) разгорание, 3) горение и 4) потухание.

В первой фазе уголь окисляется при сравнительно слабом притоке кислорода и в результате повышения температуры интенсивно выделяется влага.

Во второй — уголь накаляется и загорается. При этом выделяются горючие газы ($H_2 + CH_4 +$ углеводороды) и из-за недостатка кислорода большие количества CO. Основными признаками второй фазы являются появление характерного запаха и повышение температуры шахтной атмосферы и горных пород, так как температура воспламенения угля равна 300—350°.

Продолжительность второй фазы зависит от притока воздуха; в одних случаях она составляет несколько часов или дней, а в других — несколько недель и даже месяцев.

В третьей фазе возрастает количество CO_2. В выработках появляются пожарный смрад, дым и иногда открытое пламя.

В четвертой фазе пожара (потухание) происходит обогащение пожарных газов углекислым газом при соответствующем убывании кислорода, горючих газов и окиси углерода.

Подземный пожар можно считать окончательно погасшим, если при наличии только следов CO и продуктов перегонки угля температура воздуха в районе пожара снизилась примерно до +25° и в течение нескольких месяцев остается постоянной или продолжает снижаться.

§ 196. МЕРЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ

Основные меры борьбы с подземными пожарами заключаются в предотвращении их возникновения. Для этого прежде всего должны быть обеспечены наименьшие потери угля в целиках

у выработок и особенно в выработанном пространстве. Одной из мер предотвращения пожаров в горных выработках является применение огнестойкой крепи.

Огнестойкую крепь следует устанавливать во всех камерах, где имеются электрические двигатели и трансформаторы, электровозное депо, околоствольные дворы, склады взрывчатых веществ. Практически огнестойкую крепь применяют лишь в наиболее ответственных выработках и в выработках, опасных в пожарном отношении.

Большое значение для предупреждения пожаров имеет уменьшение в шахте количества горючего и легко воспламеняющегося материала: уборка угольной пыли в штреках, правильное хранение и уборка отходов смазочных и обтирочных материалов в машинных камерах, уборка старого леса и пр.

Чтобы иметь возможность предупредить распространение продуктов горения внутри шахты, в основных выработках (в околоствольном дворе, квершлагах и др.) следует устанавливать перемычки из огнестойкого материала с дверями, которые закрываются при возникновении пожара.

Меры борьбы с самовозгоранием угля в основном сводятся к правильному выбору систем разработки, обеспечивающих выемку угля без оставления целиков с полной изоляцией выработанных участков в целях прекращения доступа воздуха в старые выработки.

Необходимо систематически наблюдать за состоянием и сохранностью изолирующих выработанное пространство перемычек.

Совершенно недопустимо оставление в выработанном пространстве угля и прослойков самовозгорающегося углистого сланца.

Пласты угля, склонные к самовозгоранию, должны разрабатываться с соблюдением требований § 554—559 «Правил безопасности» и Инструкции по разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию.

Для быстрой ликвидации возникшего пожара должен быть оборудован противопожарный водопровод, созданы в специальных складах запасы противопожарных материалов и оборудования, наиболее ответственные выработки обеспечены огнетушителями. Противопожарным водопроводом должны быть оборудованы:

1) стволы с сухой деревянной крепью, подающие свежий воздух, причем через каждые 50 *м* должны устраиваться отводы с вентилями и гайками Рот или гидранты;

2) околоствольные дворы с установкой гидрантов или отводов у каждой электромашинной камеры и через каждые 50 *м* в основных околоствольных выработках с деревянной крепью;

у каждой камеры должен быть установлен ящик с пожарным стволом и рукавом. Подземный пожарный водопровод должен быть соединен с поверхностным водоемом трубопроводом диаметром не менее 100 *мм*.

Для противопожарных целей могут быть использованы водопроводы, применяемые для орошения пыли, и трубопроводы для сжатого воздуха.

Подавать воду в пожарный трубопровод можно при помощи водоотливных ставов и насосных установок главного и участковых водоотливов.

В горных выработках должны быть прочно подвешены или установлены в ящиках с надписью «Огнетушители» огнетушители в следующем количестве:

1) в околоствольном дворе у ствола 10 шт., а при деревянной крепи дополнительно по одному огнетушителю через каждые 40 *м*;

2) во всех горных выработках, имеющих электропроводку, по 2—3 шт.: в горизонтальных через каждые 400 *м* и в наклонных — через каждые 100 *м;*

3) у устьев и основания шурфов, погрузочных пунктов лав и подготовительных забоев по 2 шт.;

4) во всех камерах, в зависимости от назначения, по установленной норме; кроме того, в камерах должны находиться противопожарные инструменты и ящики с песком.

На каждом горизонте должны быть созданы склады для хранения установленной нормы противопожарных материалов и оборудования.

Для быстрой доставки средств тушения пожара к месту аварии на каждом действующем горизонте должен находиться противопожарный поезд, в состав которого входят:

1) цистерны или специально оборудованные вагонетки, заполненные водой, общим объемом не менее 12 $м^3$;

2) вагонетки с песком или инертной пылью (1—2 $м^3$);

3) вагонетки с огнетушителями (40 шт.), горным инструментом, складными носилками, брезентовыми перемычками и другим противопожарным и горноспасательным инвентарем;

4) специальная вагонетка для перевозки пяти человек горноспасательной команды;

5) воздушно-пенный огнетушитель МВП-5, смонтированный на платформе шахтной колеи.

§ 197. ТУШЕНИЕ ПОЖАРОВ

Ликвидация пожаров сразу же после их возникновения не вызывает больших затруднений, поэтому особенно важным является своевременное их обнаружение.

Простейшими признаками возникновения пожара и начала самовозгорания угля служат: нагревание воздуха, пород или перемычек; потение боков выработок; появление запахов, напоминающих нефтяные продукты (керосин, бензин и т. п.), позднее — при дальнейшем развитии пожара — запаха смолы, а также недостаток кислорода, вызывающий затрудненное дыхание и плохое горение ламп. При дальнейшем развитии горения появляется дым и, наконец, могут быть замечены раскаленный уголь и открытый огонь.

Рассмотрим здесь лишь некоторые основные положения тушения пожаров.[1]

В случае возникновения пожара или выявления его признаков инженерно-технический персонал, горные мастера, бригадиры и рабочие, обнаружившие их, должны немедленно сообщить об этом главному инженеру или начальнику шахты, дежурному по шахте или диспетчеру, ВГСЧ и в соответствии с планом ликвидации аварий (см. § 199) принять меры по удалению людей и ликвидации пожара (находясь при этом со стороны свежей струи) всеми имеющимися в их распоряжении средствами.

Главный инженер шахты по получении сообщения о пожаре должен немедленно принять меры, предусмотренные планом ликвидации аварий, и совместно с прибывшим начальником ВГСЧ уточнить план работ по спасению людей и ликвидации аварии. В соответствии с этим он дает командиру ВГСЧ письменные задания, предусматривающие:

1) меры по спасению людей, застигнутых пожаром, а также людей, которым может угрожать опасность;

2) меры по предупреждению проникновения продуктов горения в другие участки;

3) первоначальные мероприятия по тушению пожара.

В дальнейшем должен быть составлен план ликвидации пожара, предусматривающий способы тушения его, количество потребных материалов и необходимое оборудование и доставку их к месту работ.

Тушение подземных пожаров в зависимости от их протекания, причин и места возникновения должно производиться путем непосредственного активного тушения имеющимися средствами, изоляцией очага пожара в минимальном объеме горных выработок или комбинированными методами.

Как правило, методом непосредственного активного тушения ликвидируют эндогенные пожары в начальной стадии и пожары в других случаях, когда очаг их доступен и имеются в до-

[1] Детально см. В. Я. Балтайтис. Тушение пожаров в угольных шахтах. Углетехиздат, 1958 и Г. Г. Соболев и Я. М. Мещеряков. Тактика военизированных горноспасательных частей при ведении горноспасательных работ в шахтах. Углетехиздат, 1958.

статочном количестве силы и средства для активной борьбы.

Пожар при этом тушат непосредственным воздействием на очаг огнегасительными средствами: водой, пеной жидкопенных огнетушителей, инертными газами, песком и другими инертными сыпучими материалами. Иногда приходится прибегать к предварительной разборке, обрушению и выгребанию горящего угля с последующим тушением его водой или огнетушителями.

Если все возможные меры активной борьбы исчерпаны, а пожар ликвидировать не удалось, то, чтобы предотвратить его усиление и распространение, горящий участок изолируют воздухонепроницаемыми перемычками. При неглубоком залегании необходимо также затампонировать глиной провалы и трещины, соединяющие очаг пожара с поверхностью.

Изоляцию пожарного участка применяют также в тех случаях, когда очаг пожара находится в месте, недоступном для непосредственного на него воздействия огнегасительными средствами.

Комбинированный способ борьбы с пожаром заключается в изоляции его перемычками с последующим тушением активным способом. Применяют его в тех случаях, когда пожар принял большие размеры, подступы к нему затруднены из-за высокой температуры и на месте недостаточно огнегасительных средств.

В газовых шахтах перемычки, предназначенные для изоляции пожарных участков, возводятся силами ВГСЧ, причем сначала сооружают легко возводимые защитные (баррикадные) перемычки из мешков с песком, инертной пылью, глиной и другим сыпучим материалом, а под их прикрытием — постоянные (кирпичные, бетонные, ураковые, комбинированные).

Толщина мешкового слоя баррикадной перемычки должна быть не менее 4,5 *м*.

Для большей воздухонепроницаемости постоянных перемычек со стороны боков, кровли и подошвы при возведении устраивают вруб по породе глубиной не менее 0,25—0,5 *м*, а по углю — не менее 0,6—1,0 *м* в зависимости от крепости породы и угля. При наличии трещин вруб должен быть уплотнен при помощи цементации или глинизации. Все постоянные перемычки должны быть тщательно оштукатурены и побелены.

В шахтах, опасных по пыли, все сухие выработки на расстоянии не менее 100 *м* от пожарного участка, изолированного перемычками, должны быть обильно осланцованы.

Для набора проб воздуха из изолированного пожарного участка, а также для замера температуры и давления в верхней части перемычки располагают трубы, снабженные вентилями.

Для спуска из-за перемычки воды в нижней ее части устанавливают специальные трубы.

Возведенные перемычки следует систематически осматривать. При установлении их негерметичности должны быть приняты меры для устранения неисправностей или усиления перемычек.

При осмотре перемычек необходимо следить за:

1) исправностью перемычек;

2) состоянием крепи выработок перед перемычками;

3) плотностью закрывания труб, предназначенных для взятия проб воздуха и стока воды;

4) подходами к перемычкам, которые не должны быть завалены углем, породой и пр.;

5) состоянием заслонов и осланцевания прилегающих выработок.

Из пожарных участков регулярно набирают пробы воздуха для анализа на CO, CO_2, O_2, CH_4.

Результаты анализов, замера температуры, давления и других измерений должны заноситься в журнал по наблюдению за пожарными участками, а результаты анализов, получаемых из лаборатории, должны храниться до списания пожара.

Большую опасность при тушении пожаров представляет момент закрытия очага пожара перемычками, так как пожарные газы могут образовать взрывчатую смесь.

При плотной воздухонепроницаемой изоляции огонь постепенно затухает сам собой, но иногда для ускорения тушения изолированного перемычками пожара прибегают к заиливанию его или заполнению инертными газами, которые не поддерживают горения.

Заиливанием называют заполнение выработок (обычно через скважины) смесью воды с измельченной породой (песком или глиной). Трещины и провалы на поверхности должны своевременно засыпаться.

Заиливание способствует лучшей изоляции участка и в известной степени предупреждает возможность возникновения нового повторного пожара после вскрытия перемычек, так как все трещины оказываются заполненными породой, и угольная (или колчеданная) мелочь перемешивается с негорючим материалом.

Для тушения пожаров инертными газами применяют так называемые *топочные газы* (смесь азота с углекислым газом обычно с небольшими примесями кислорода) или CO_2.

Введенный за перемычки инертный газ препятствует проникновению туда свежего воздуха и охлаждает породу и крепь, содействуя прекращению горения.

Для тушения пожаров можно также применять вдувание при помощи сжатого воздуха или, лучше, инертного газа сланцевой пыли. Эта пыль, распространяясь по участку, понижает температуру воздуха и, покрывая коркой стенки выработок и крепь, спо-

собствует прекращению горения. Одновременно с этим сланцевая пыль предотвращает возможность взрыва угольной пыли.

Когда по длительному отсутствию кислорода в пробах воздуха и по понижению температуры будет установлено полное прекращение горения и достаточное охлаждение пород, можно приступать к вскрытию пожарного участка. Эта операция как на газовых, так и на негазовых шахтах является довольно опасной. Поэтому вскрытие изолированных пожарных участков следует производить по специально разработанному проекту.

Струя воздуха, исходящая из вскрываемого пожарного участка, должна направляться непосредственно в главную исходящую струю, чтобы избежать попадания пожарных газов в действующие выработки.

Непосредственное вскрытие перемычек можно производить различными способами, из которых основными являются секционное вскрытие пожарного участка при помощи серии воздушных шлюзов и вскрытие пожарного участка за один раз.

В первом случае до вскрытия перемычки на некотором расстоянии от нее устраивают плотный воздушный шлюз из двух деревянных перемычек с дверями на расстоянии примерно 10 *м* одна от другой.

После этого бригада спасателей в респираторах разбирает противопожарную перемычку со стороны поступления вентиляционной струи. По окончании разборки производят обследование пожарного участка на 100—150 *м*, где намечается устройство второго шлюза; затем сооружают второй шлюз, проветривают выработку между первым и вторым шлюзами, обследуют участок выработки между вторым шлюзом и местом для третьего и т. д. Последней вскрывают перемычку со стороны исходящей струи и после этого восстанавливается проветривание всего участка.

При вскрытии пожарного участка за один раз устраивают только один шлюз, под защитой которого бригада спасателей в респираторах производит все работы по восстановлению участка.

§ 198. ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО

Основной и первоочередной задачей спасательных работ при рудничных пожарах и взрывах рудничного газа и пыли является спасание людей, оставшихся в шахте. Для этого имеются специальные спасательные команды, которые снабжены особыми аппаратами — *респираторами*, позволяющими находиться и работать в выработках с непригодной для дыхания атмосферой. Спасательные команды отыскивают и выводят на поверхность или на свежую струю воздуха всех людей, находящихся в шахте. Пострадавшим спасатели оказывают первую помощь и выносят их на поверхность.

Громадное значение имеет дисциплинированность застигнутых аварией рабочих и правильность принятых ими мер к самоспасанию. Поэтому все рабочие должны быть заранее проинструктированы по этим вопросам.

Для спасания рабочих, застигнутых в шахте ядовитыми продуктами, возникшими в результате пожара или взрыва газа (пыли) на отдаленных от ствола участках, устраивают специальные, закрываемые непроницаемыми дверями камеры-убежища, куда подводится свежий воздух по трубопроводу сжатого воздуха или через буровые скважины с поверхности.

В СССР создана широкая сеть государственных военизированных спасательных частей (ВГСЧ), команды которых проходят специальную теоретическую и практическую подготовку и снабжаются необходимой аппаратурой и оборудованием.

Наряду с этим на шахтах создают вспомогательные спасательные команды из числа рабочих и инженерно-технических работников, на обязанности которых лежит принятие первых неотложных мер при возникновении аварий и оказание помощи спасательным командам в их трудной и ответственной работе.

Для работы в отравленной атмосфере применяют *изолирующие аппараты*-респираторы, которые полностью изолируют дыхательные органы человека от внешней атмосферы.

Принцип работы изолирующего аппарата заключается в том, что вдыхаемый человеком воздух с содержанием углекислого газа от 3 до 5% проходит через специальный регенеративный патрон, наполненный химическим поглотителем, выходя из которого воздух содержит углекислого газа в среднем не более 0,75%, а к концу работы в аппарате — не более 2%.

В дыхательный мешок воздух приходит очищенным от углекислого газа, но неполностью восстановленным (регенерированным), так как в нем еще не возмещен кислород в количестве 4—4,5% (по отношению к первоначальному объему воздуха), поглощенный легкими. Для полной регенерации выдохнутого воздуха соответствующее количество кислорода, необходимого для дыхания, подается в дыхательные пути через систему кислородопроводов из баллона, наполненного сжатым кислородом под давлением 200 *ат*.

ВГСЧ Советского Союза в настоящее время оснащены изолирующими аппаратами 4-часового действия РКК-2 (регенеративный респиратор конструкции инженеров Ковшова и Кузьменко, 2 — вторая модель) с постоянной подачей кислорода и 2-часового действия — РКК-1.

На респираторе РКК-2 (рис. 468) имеется мундштук (резиновый загубник), который рабочий берет в рот.

Схема действия респиратора РКК-2 следующая: воздух из легких проходит мундштучную коробку *1* с мундштуком *2*, шланг *3*, выдыхательный клапан *4* и поступает в регенеративный патрон *5*, где очищается от углекислого газа, содержащегося в выдыхаемом воздухе.

Из патрона воздух проходит через влагосборник *6* и штуцер *7* в дыхательный мешок *8*, где к нему из баллона *9* по трубке *10* высокого давления и через редуктор *11* добавляется постоянная доза кислорода в количестве 1,2 *л/мин*.

При вдохе очищенный и обогащенный кислородом воздух из дыхательного мешка через клапан *12*, шланг *13* и мундштучную коробку поступает в легкие работающего.

При открытом вентиле *14* баллона кислород поступает по трубке *10* к редуктору и одновременно по трубке *15* высокого давления и спиральному капилляру *16* — к манометру *17*.

При работе в респираторе нос работающего закрывается носовым зажимом *18*.

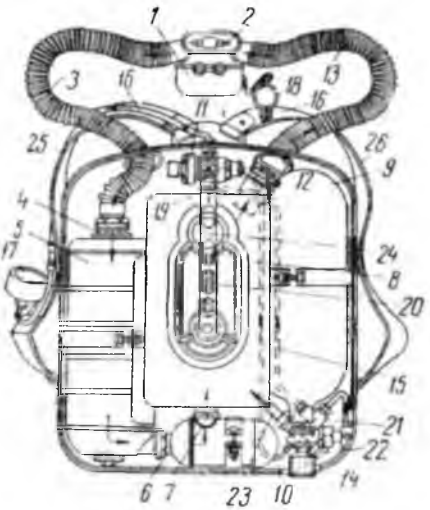


Рис. 468. Схема действия регенеративного кислородного респиратора РКК-2

Подача кислорода производится:

постоянно — через дозирующее отверстие редуктора и штуцер *19* в количестве 1,2 *л/мин*, достаточном для выполнения работы средней напряженности;

периодически — через клапан легочного автомата, в периоды напряженной работы. Клапан открывается при опускании вниз пера *20* (соединенного с верхней стенкой дыхательного мешка), подавая 50—60 *л* кислорода в минуту;

в случае аварии — через аварийный клапан *21*, приводимый в действие нажатием на кнопку *22*, по трубке *23* в количестве 20—200 *л/мин*.

Избыток воздуха при переполнении мешка удаляется через избыточный клапан *24*. Все узлы респиратора размещены в дюралюминиевом корпусе *25*. Респиратор носят на спине; укрепляется он при помощи ремней *26*.

При работе в аппарате загубник удерживают во рту зубами, нос при этом зажимается специальным носовым зажимом. Для предупреждения попадания во время дыхания в систему респи-

ратора слюны под загубником имеется слюнособирательница.

Во влагосборнике собирается влага, образующаяся в результате реакции $Ca(OH)_2$, имеющегося в регенеративном патроне, и CO_2.

Для удобства ношения нижнюю крышку кожуха, изготовляемого из легкого алюминиевого сплава (дюраля), делают профилированной по форме спины.

Размеры респиратора РКК-2: высота 410 *мм*, ширина 360 *мм* и толщина 120 *мм*. Вес его около 11,5 *кг*.

Принцип действия респиратора РКК-1 тот же, что и РКК-2, но размеры его и вес (7 *кг*) меньше.

В настоящее время создан многочасовой отечественный респиратор «Донбасс-1», в котором учтены все достижения в этой области отечественной и зарубежной техники. Срок его защитного действия при работе средней напряженности 6 час.; в состоянии покоя (при «отсиживании») — более 12 час.

Массовым средством защиты подземных рабочих в случаях аварий до настоящего времени являются благодаря простоте конструкции *фильтрующие и изолирующие самоспасатели.*

На угольных шахтах Советского Союза в настоящее время применяют фильтрующие самоспасатели СП-9 и СП-55м (рис. 469*б*) и изолирующие ШС-5 (рис. 469*а*).

В фильтрующих самоспасателях воздух очищается от ядовитых газов фильтрующими веществами, помещенными в патронефильтре, а затем поступает для дыхания.

По «Правилам безопасности» спуск в шахту без самоспасателей запрещается.

Самоспасатели хранятся в ламповой шахты и выдаются вместе с лампами.

Фильтрующий самоспасатель предназначен только для выхода людей из отравленной атмосферы на свежую струю воздуха, производство же каких-либо работ в нем не предусматривается.

Фильтрующие самоспасатели пригодны только для дыхания в атмосфере, содержащей не менее 17% кислорода.

Для выхода горнорабочих, застигнутых аварией, из выработок с непригодной для дыхания атмосферой при любом содержании в ней ядовитых газов, а также при недостаточном содержании кислорода, на шахтах угольной промышленности Советского Союза применяется изолирующий регенеративный самоспасатель ШС-5.

Для защиты горноспасателей при ликвидации подземных пожаров от воздействия на организм ядовитых и удушливых газов, высокой температуры и влажности воздуха применяют *газотеплозащитный аппарат* ГТЗА-3. Этот аппарат представляет

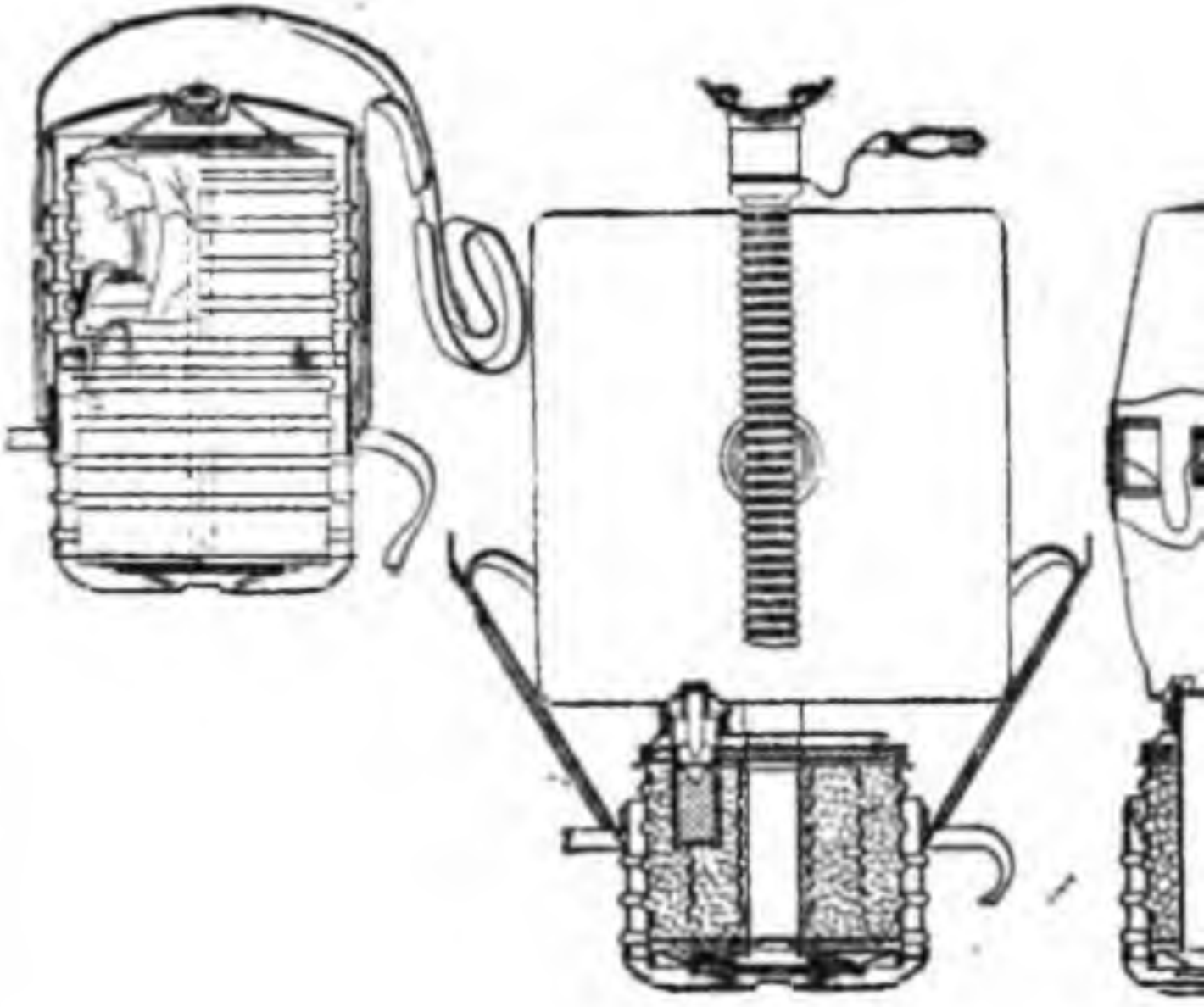


Рис. 469*а*. Схематичное изображение изолирующего самоспасателя ШС-5



Рис. 469б. Схематичное изображение фильтрующего самоспасателя СП-55м

собой скафандр, надевающийся на верхнюю часть туловища.

Для обеспечения дыхания в аппарате имеется запас кислорода в баллоне, устройство для подачи его и циркуляции воздуха внутри аппарата и регенеративный патрон для поглощения выдыхаемого углекислого газа.

Охлаждение циркулирующего в аппарате воздуха происходит в трех холодильниках с шашками углекислотного (сухого) льда.

Для защиты организма человека от воздействия внешнего тепла поверх аппарата надевается комбинезон с капюшоном из газонепроницаемой ткани с термоизолирующей подкладкой.

Аппарат ГТЗА-3 позволяет осуществлять двустороннюю разговорную связь с базой и между горноспасателями, работающими в этих аппаратах.

Вес аппарата 14 *кг*, комбинезона 6 *кг*. Сроки защитного действия (по хладагенту) зависят от окружающей температуры:

50°	120 мин.
75°	90 „
100°	60 „
125°	45 „

При отсутствии или глубоком расстройстве естественного дыхания в случаях отравления продуктами горения или взрыва, а также при удушении, поражении электрическим током и затяжных обморочных состояниях для оказания помощи пострадавшим применяют *оживляющие аппараты* (ОКА, ГС-2, ГС-3, ГС-4), механизирующие производство искусственного дыхания с дозированной подачей кислорода или его смеси с воздухом.

При спасательных работах и ликвидации аварий большое значение имеет связь между управлением на поверхности и подземной базой, а также между подземной базой и отделениями, работающими в удушливой атмосфере.

Для связи главного пункта управления на земной поверхности с подземной базой используется стационарная телефонная сеть. Для связи подземной базы с отделениями, работающими в удушливой атмосфере, создана специальная аппаратура, к которой предъявляются особые требования:

1) она должна быть портативной, чтобы могла переноситься одним человеком;

2) должна быть взрывобезопасной;

3) должна обеспечивать связь как при движении, так и при работе отделения;

4) должна обеспечивать дальность передачи до 4 *км*;

5) должна обеспечивать связь без нарушения изоляции от окружающей атмосферы органов дыхания связиста.

Для горноспасательных частей наиболее рациональной оказалась двусторонняя система связи — *шахтофон* (рис. 470), разработанная бывш. ВУГИ.

Громкоговоритель *1* весом 120 *кг* предназначен для отделения, работающего в удушливой атмосфере. Он служит одновременно для приема и для передачи. Второй громкоговоритель обслуживает подземную базу.

Переключают усилитель *3* шахтофона на прием или передачу на базе при помощи переключателя *4*.

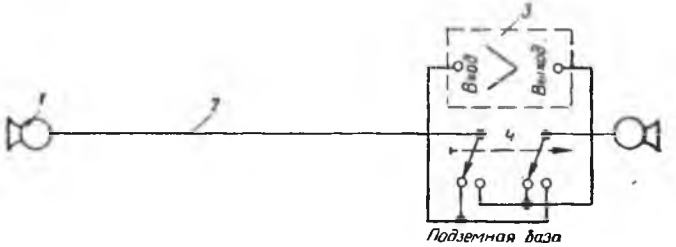


Рис. 470. Схема связи по системе шахтофон:

1 — громкоговоритель-микрофон; *2* — линия связи; *3* — усилитель; *4* — переключатель

При наличии у связиста отделения шлема-маски при помощи шахтофона может быть обеспечена двусторонняя телефонная связь, при наличии у него только загубника — кодовая. В последнем случае связист пользуется громкоговорителем для приема с подземной базы, а отвечает при помощи какого-нибудь специального приспособления и условного кода.

Для обнаружения людей, оставшихся во время аварии в трудно доступных горных выработках, и определения мест укрытия людей за завалами пользуются геофоном. *Геофон* является простейшим прибором односторонней связи, устроенным по типу сейсмографа и улавливающим колебания горных пород, возникающие при ударах о породу, рельсы и трубы.

Установлено, что геофон воспринимает колебания при ударах молотом весом 7 *кг* на расстоянии 900 *м* в сланцах, 600 *м* в угле и 150 *м* в наносах.

§ 199. ПЛАН ЛИКВИДАЦИИ АВАРИЙ

Наряду с мероприятиями, обеспечивающими безопасность ведения работ и направленными к предотвращению возникновения различных аварий (пожара, взрывов газа и пыли, прорывов

воды и т. п.), для каждой действующей шахты должен быть заранее разработан план ликвидации аварий.

В плане ликвидации аварий должны предусматриваться:

а) мероприятия по спасению людей, застигнутых авариями в шахте;

б) мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения;

в) действия инженерно-технических работников и рабочих при возникновении аварий;

г) действия ВГСЧ в начальной стадии возникновения аварий.

Необходимость разработки такого плана вытекает в особенности из того обстоятельства, что причиной многих несчастных случаев при авариях может являться не непосредственное воздействие самой аварии, а незнание отдельными рабочими правил поведения при этом.

Этот план, в зависимости от специфических особенностей шахты, должен предусматривать ликвидацию всех возможных видов аварий: пожаров, взрывов рудничного газа и пыли, внезапных и суфлярных выделений рудничного газа, затопления выработок и крупных обвалов.

План ликвидации аварий разрабатывает главный инженер шахты на каждый квартал в соответствии с фактическим положением в шахте (в случае возникновения аварии главный инженер является ответственным руководителем по ее ликвидации). Затем этот план согласовывается с начальником ВГСЧ, обслуживающей данную шахту, и утверждается главным инженером треста за 15 дней до начала следующего квартала.

План ликвидации аварий должен содержать составленные по установленной форме:

1) оперативную часть;

2) распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварии;

3) список должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии.

К оперативной части плана ликвидации аварий должны быть приложены следующие документы:

1. Вентиляционный план (схема вентиляции), составленный в соответствии с «Инструкцией по составлению вентиляционных планов».

2. План горных работ с нанесением:

а) сети подземных водопроводов и воздухопроводов с пожарными гайками и вентилями;

б) мест переключения воздухопроводов на подачу воды;

в) мест хранения огнетушителей;

г) мест нахождения насосов и водосборников с указанием их емкости;

д) мест расположения подземных противопожарных поездов, складов противопожарных материалов и оборудования, арок, перемычек, противопожарных дверей;

е) мест установки телефонов.

3. План поверхности шахты с указанием расположения шурфов и подъездных путей к ним, скважин, провалов, трещин на водостоках (оврагах и пр.), водоемов, резервуаров, насосов, водопроводов, гидрантов, вентилей и пожарных гаек, поверхностных складов аварийных материалов и оборудования.

4. Схема энергоснабжения шахты, составленная в соответствии с § 412 «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах».

5. Планы околоствольных дворов в масштабе 1 : 200 с указанием на них мест расположения вентиляционных устройств и трубопроводов.

План ликвидации аварий должен находиться у главного инженера шахты и начальника ВГСЧ. У начальников участков должны находиться выписки из этих планов с указанием путей вывода людей из шахты.

Список лиц и учреждений, которые должны извещаться и вызываться в случае аварии, должен находиться на телефонной станции шахты.

Оперативный план ликвидации аварий, а также распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий, и порядок их действия должны быть тщательно изучены под руководством главного инженера всем административно-техническим персоналом шахты и командным составом ВГСЧ.

Ознакомление рабочих с правилами личного поведения во время аварий производится начальниками участков. После ознакомления рабочие расписываются об этом в «Книге регистрации ознакомления рабочих с запасными выходами». Лиц, не ознакомленных с планом ликвидации аварий и не знающих его в части, относящейся к месту их работы, к работе допускать запрещается.

О составлении планов ликвидации аварий см. § 12 «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах» и Приложение 1 к нему.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. В чем заключаются меры пожарной охраны на земной поверхности?
2. Каковы причины подземных пожаров и признаки их возникновения?
3. Какие существуют меры предотвращения подземных пожаров?
4. Как производится тушение подземных пожаров?
5. Как устанавливается окончание подземного пожара и вскрытие пожарного участка?
6. Каковы основные задачи спасательных работ?
7. Что такое респираторы и самоспасатели, каково их назначение?
8. Как устанавливается связь между работающими в удушливой атмосфере и базой?
9. Что такое план ликвидации аварий?

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Введение	5
§ 1. Краткие исторические сведения и предмет горного дела	—
§ 2. Общие сведения о горных породах и полезных ископаемых	17
§ 3. Поиски и разведки месторождений полезных ископаемых	24
Контрольные вопросы	44
Часть первая	
Горные выработки и горные работы	
Глава I. *Горные выработки*	45
§ 4. Общие сведения	—
§ 5. Вертикальные выработки	47
§ 6. Горизонтальные выработки	50
§ 7. Наклонные выработки	52
§ 8. Камеры и околоствольные дворы	55
§ 9. Открытые выработки	58
§ 10. Буровые скважины	60
Контрольные вопромы	60
Глава II. *Горные работы и горные машины*	61
§ 11. Понятие о горных работах	—
§ 12. Свойства и классификация горных пород	63
§ 13. Ручные горные работы	67
§ 14. Общие сведения о механизации горных работ	70
§ 15. Классификация горных машин	72
§ 16. Врубовые машины	75
§ 17. Отбойные молотки	89
§ 18. Горные комбайны для очистных работ	90
§ 19. Горные комбайны для крутых пластов	108
§ 20. Проходческие и нарезные горные комбайны	113
§ 21. Некоторые зарубежные комбайны	123
§ 22. Сбоечно-бурильные машины	131
§ 23. Погрузочные машины	135
Контрольные вопросы	150

Стр.

Глава III. *Буровзрывные работы* 151

§ 24. Общие сведения . . . . . —
§ 25. Электрические бурильные машины 153
§ 26. Пневматические бурильные машины 156
§ 27. Буры для ударных пневматических бурильных машин . . 163
§ 28. Подача энергии к бурильным машинам 164
§ 29. Некоторые сведения о зарубежных бурильных машинах . . 166
§ 30. Расположение шпуров в забое, их глубина и число . . . 167
§ 31. Взрывчатые вещества 170
§ 32. Средства взрывания 177
§ 33. Определение величины шпурового заряда 179
§ 34. Заряжание шпуров и взрывание зарядов 180
§ 35. Взрывные работы при помощи глубоких скважин и минных камер 184
§ 36. Хранение взрывчатых веществ 186
§ 37. Замена работ со взрывчатыми веществами беспламенным взрыванием 187
Контрольные вопросы 188

Часть вторая

Проведение и крепление горных выработок

Глава IV. *Давление горных пород* 190

§ 38. Общие сведения . . . . . —
§ 39. Физико-механические свойства горных пород 193
§ 40. Влагоемкость горных пород 195
§ 41. Зависимость физико-механических свойств пород от условий их залегания 196
§ 42. Сцепление и трение в горных породах 198
§ 43. Давление горных пород на горизонтальную выработку . . 199
§ 44. Давление горных пород на вертикальную выработку . . 202
§ 45. Давление горных пород на наклонную выработку . . . 204
Контрольные вопросы 205

Глава V. *Материалы для горной крепи* 207

§ 46. Общие сведения . . . . . —
§ 47. Лесные материалы . . . . . —
§ 48. Вяжущие вещества 210
§ 49. Растворы 212
§ 50. Бетон . . . . . —
§ 51. Торкрет-бетон 216
§ 52. Естественные камни . . . . . —
§ 53. Кирпич 217
§ 54. Бетонные камни . . . . . —
§ 55. Железобетон 218

Стр.

§ 56. Металл 218
§ 57. Новые материалы для горной крепи 219
Контрольные вопросы 220

Глава VI. *Проходка вертикальных стволов обычным способом* . . 221
§ 58. Подготовительные работы при проходке вертикальных стволов —
§ 59. Способы проходки вертикальных стволов 223
§ 60. Выбор формы и размеров поперечного сечения вертикальных стволов 224
§ 61. Проходка устья ствола 228
§ 62. Крепление стволов 241
§ 63. Проходческие комплексы и агрегаты 251
§ 64. Организации работ при проходке стволов 260
Контрольные вопросы 264

Глава VII. *Специальные способы проходки вертикальных стволов* . 266
§ 65. Общие сведения . . . . . —
§ 66. Забивная крепь 267
§ 67. Опускная крепь 269
§ 68. Проходка стволов под сжатым воздухом 271
§ 69. Проходка стволов с замораживанием пород 273
§ 70. Химическое укрепление пород 276
§ 71. Искусственное понижение уровня подземных вод 277
§ 72. Проходка вертикальных стволов с тампонированием горных пород 278
§ 73. Бурение шахтных стволов 281
Контрольные вопросы 286

Глава VIII. *Углубка вертикальных стволов* 287
§ 74. Общие сведения . . . . . —
§ 75. Углубка стволов сверху вниз 289
§ 76. Углубка стволов снизу вверх 292
Контрольные вопросы 294

Глава IX. *Проведение горизонтальных и наклонных выработок* . . 295
§ 77. Околоствольный двор и околоствольные камеры . . . —
§ 78. Проведение квершлагов 301
§ 79. Проведение штреков 316
§ 80. Проведение наклонных выработок 338
§ 81. Проведение горных выработок в особых условиях . . . 343
§ 82. Крепление горизонтальных и наклонных выработок . . . 347
§ 83. Ремонт горных выработок 371
Контрольные вопросы 373

Часть третья

Разработка месторождений полезных ископаемых

Глава X. *Вскрытие месторождений* 375
§ 84. Общие сведения . . . . . —

Стр.

§ 85. Производственная мощность шахт и срок их существования . 376
§ 86. Шахтное поле 378
§ 87. Разделение шахтного поля на этажи 381
§ 88. Вскрытие месторождений и отдельных этажей 385
§ 89. Выбор места заложения стволов 394
§ 90. Порядок отработки шахтных полей 401
§ 91. Подготовка шахтного поля 406
§ 92. Метод вариантов 407
Контрольные вопросы 409

Глава XI. *Факторы, влияющие на выбор системы разработки и управление горным давлением в очистном пространстве* 410
§ 93. Общие сведения . . . . . —
§ 94. Факторы, влияющие на выбор систем разработки пластовых месторождений 412
§ 95. Поддержание кровли в очистном пространстве при разработке пластовых месторождений 414
§ 96. Проявление горного давления в очистных выработках . . 431
§ 97. Способы управления кровлей при разработке пологих пластов 439
§ 98. Крепление призабойного пространства и управление кровлей при разработке крутых пластов 443
§ 99. Отжим угля 445
§ 100. Завалы очистного пространства и их ликвидация . . . 446
§ 101. Влияние подземных работ на земную поверхность. . . 448
Контрольные вопросы 452

Глава XII. *Системы разработки пластов тонких и средней мощности* 453
§ 102. Общие сведения . . . . . —
А. Системы разработки с длинными очистными забоями . . . 456
Столбовые системы разработки . . . . . —
§ 103. Виды столбовых систем разработки . . . . . —
§ 104. Длинные столбы по простиранию при пологом падении пластов 457
§ 105. Подготовительные работы при системе разработки длинными столбами 462
§ 106. Очистные работы 463
§ 107. Организация работ в очистном забое 478
§ 108. Скорость подвигания очистных забоев 483
§ 109. Длинные столбы по восстанию и диагональные столбы . . 488
§ 110. Система разработки длинными столбами при горизонтальном залегании пластов (Подмосковный бассейн). . . . 491
§ 111. Система разработки короткими столбами 498
Сплошная система разработки 500
§ 112. Сплошная система разработки при пологих пластах . .
§ 113. Подготовительные и очистные работы при сплошной системе разработки 503

Стр.
Комбинированные системы разработки 505
§ 114. Система разработки парными штреками . . . . . —
Системы разработки тонких и средней мощности крутых пластов . . 506
§ 115. Системы разработки . . . . . —
§ 116. Очистные работы при разработке крутых пластов . . . 513
§ 117. Организация работ в очистном пространстве при крутом падении пластов 520
Б. Системы разработки с короткими очистными забоями 523
§ 118. Камерные системы разработки . . . . . —
§ 119. Камерно-столбовая система разработки 525
Контрольные вопросы 527
Глава XIII. *Разработка мощных пластов* 529
§ 120. Общие сведения . . . . . —
А. Разработка мощных пластов на всю мощность 531
§ 121. Длинные столбы по простиранию . . . . . —
§ 122. Камерные системы разработки 533
§ 123. Щитовая система разработки . . . . . —
Б. Разработка мощных пластов с разделением на слои 542
§ 124. Горизонтальные слои . . . . . —
§ 125. Поперечно-наклонные слои 546
§ 126. Наклонные слои 549
§ 127. Профилактические мероприятия по предупреждению подземных пожаров от самовозгорания угля при разработке мощных пластов 555
Контрольные вопросы 557
Глава XIV. *Особые случаи разработки пластов* 558
§ 128. Разработка сближенных пластов . . . . . —
§ 129. Разработка пластов, опасных по выбросам угля и газа . 562
§ 130. Разработка пластов, склонных к горным ударам . . . 565
§ 131. Разработка угольных пластов под водоемами и сооружениями на земной поверхности 567
Контрольные вопросы 569
Глава XV. *Новые способы подземной разработки угольных месторождений* 570
§ 132. Гидравлическая добыча угля . . . . . —
§ 133. Подземная газификация угля 574
Контрольные вопросы 579
Глава XVI. *Системы разработки рудных месторождений* 580
§ 134. Общие сведения и классификация систем разработки рудных месторождений . . . . . —
§ 135. Системы разработки с открытым очистным пространством 584
§ 136. Системы разработки с закрепленным очистным пространством 588

Стр.

§ 137. Системы разработки с закладкой выработанного пространства пустой породой 591
§ 138. Системы разработки с магазинированием руды 594
§ 139. Системы разработки с обрушением 599
§ 140. Комбинированные системы разработки 606
Контрольные вопросы 608
Глава XVII. *Системы разработки прочих полезных ископаемых* . . 609
§ 141. Разработка каменной соли . . . . . —
§ 142. Разработка россыпных месторождений 610
Контрольные вопросы 613
Глава XVIII. *Открытые работы* 614
§ 143. Общие сведения . . . . . —
§ 144. Основные элементы открытых горных выработок . . . 615
§ 145. Осушение 619
§ 146. Типы экскаваторов . . . . . —
§ 147. Одноковшовые экскаваторы 625
§ 148. Многочерпаковые экскаваторы 634
§ 149. Применение на открытых работах колесных скреперов и тракторных стругов 640
§ 150. Транспорт при открытых работах 643
§ 151. Гидромеханизация на открытых работах 652
§ 152. Отвальные работы 654
§ 153. Вскрытие 661
§ 154. Системы разработки 667
Контрольные вопросы 674

Часть четвертая

Специальные статьи

Глава XIX. *Шахтный транспорт* 676
§ 155. Общие сведения . . . . . —
Основы расчета транспортных устройств 677
§ 156. Расчетная производительность транспортного устройства . —
§ 157. Коэффициент сопротивления 679
§ 158. Мощность 680
Безрельсовый транспорт 681
§ 159. Доставка под действием собственного веса . . . . . —
§ 160. Доставка скребковыми конвейерами 682
§ 161. Доставка ленточными конвейерами 686
§ 162. Доставка качающимися конвейерами 693
§ 163. Скреперная доставка 695
§ 164. Гидравлический и пневматический транспорт 697
Транспортировка по рельсовым путям 698
§ 165. Рельсовый путь . . . . . —
§ 166. Шахтные вагонетки 704
§ 167. Тяговые расчеты 711

Стр.
§ 168. Электровозная откатка 711
§ 169. Канатная откатка по горизонтальным путям 722
§ 170. Откатка по бремсбергам и уклонам 726
§ 171. Механизация маневровых работ у погрузочных пунктов . . 734
§ 172. Откатка в околоствольном дворе 736
Подъем 743
§ 173. Подъем по стволу шахты . . . . . —
Технологический комплекс на поверхности шахт 755
§ 174. Оборудование и транспорт на поверхности шахт . . . . —
Организация шахтного транспорта 770
§ 175. Организация работы подземного транспорта . . . . . —
§ 176. Передвижение людей по выработкам 772
Контрольные вопросы 773
Глава XX. *Шахтный водоотлив* 775
§ 177. Общие сведения . . . . . —
§ 178. Ограждение выработок от затопления 776
§ 179. Откачка шахтной воды 778
Контрольные вопросы 780
Глава XXI. *Проветривание* 781
§ 180. Общие сведения . . . . . —
§ 181. Шахтный воздух 782
§ 182. Шахтная пыль 788
§ 183. Физические свойства шахтного воздуха 791
§ 184. Нормы воздуха для проветривания 795
§ 185. Движение воздуха в шахте и вентиляционные сопротивления 799
§ 186. Вентиляционные сопротивления выработок и распределение воздуха 803
§ 187. Проветривание шахт 809
§ 188. Проектирование проветривания шахт 815
§ 189. Вентиляционные устройства 819
§ 190. Замер давления и скорости движения воздуха 823
Контрольные вопросы 826
Глава XXII. *Шахтное освещение* 827
§ 191. Общие сведения . . . . . —
§ 192. Стационарное освещение 828
§ 193. Освещение переносными лампами 831
Контрольные вопросы 837
Глава XXIII. *Пожары и горноспасательное дело* 838
§ 194. Пожарная охрана на земной поверхности . . . . . —
§ 195. Причины подземных пожаров 839
§ 196. Меры предотвращения подземных пожаров 841
§ 197. Тушение пожаров 843
§ 198. Горноспасательное дело 847
§ 199. План ликвидации аварий 853
Контрольные вопросы 856

Бокий Борис Вячеславович

ГОРНОЕ ДЕЛО

Редакторы издательства *Е. Л. Шушковская*
и *Г. В. Виноградова*
Переплет художника *Ю. Г. Асафова*
Техн. редактор *Л. Ш. Береславская*
Корректоры *А. Г. Либергал* и *Е. Я. Фридлянд*

Сдано в набор 25/VI 1959 г. Подписано в печать 29/X 1959 г. Формат бумаги $60\times92^{1}/_{16}$. Печ. л. 54. Уч.-изд. л. 50,27. Тираж 20000 экз. Т-09583. Изд. № 223. Инд. 1/1-я. Цена 16 р. 50 коп. Зак. 1/720

Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу

ГОСГОРТЕХИЗДАТ

Москва, Грузинский вал, д. 35

Ленинградская типография Госгортехиздата,
Ленинград, ул. Салтыкова-Щедрина, 54