

А. П. КИЛЯЧКОВ

ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Издание второе,
переработанное и дополненное

*Допущено Министерством высшего
и среднего специального образования СССР
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Строительство подземных сооружений и шахт»*

УДК 622.22+622.27(075.8)

Килячков А. П. Технология горного производства. М., Недра, 1979. 304 с.

В учебнике рассмотрены вопросы вскрытия и подготовки шахтных полей и системы разработки применительно к различным горно-геологическим условиям залегания угольных месторождений. Дано краткое описание механизированных комплексов и производственных процессов в очистных забоях, связанных с выемкой полезного ископаемого. Изложена сущность разработки рудных месторождений подземным способом. Приведены сведения об открытых горных работах в объеме, предусмотренном программой. Рассмотрены отдельные вопросы проектирования угольных шахт.

Учебник предназначен для студентов горных вузов и факультетов специальности «Строительство подземных сооружений и шахт».

Табл. — 20, ил... 137, список лит. — 14 назв.

Рецензенты: Коллектив кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского политехнического института (зав. кафедрой академик АН КазССР, проф., д-р техн. наук А. С. Сагинов) и проф., д-р техн. наук К. Ф. Сапицкий (кафедра «Технология подземной разработки» Донецкого политехнического института).

© Издательство «Недра», 1979

К 30703—421 301—79 2504000000
043(01)—79

Создание материально-технической базы коммунизма в СССР связано с дальнейшим развитием тяжелой индустрии, в частности, горнодобывающей промышленности, во многом предопределяющей развитие народного хозяйства.

Уголь — основной вид технологического и энергетического топлива. Более трети всех добываемых в СССР углей идет для получения электроэнергии, четвертая часть — для коксования и использования в металлургическом производстве; уголь используют как сырье для химической переработки и получения до 300 наименований различных продуктов. Отходы от переработки угля используют такие отрасли промышленности как резинотехническая, строительных материалов, при строительстве автодорог и др. Из угля получают жидкое и газовое топливо.

Наша страна располагает значительными запасами угля, железных и марганцевых руд; имеются месторождения калийных солей, фосфатных руд, бокситов, меди, никеля, свинца, цинка, вольфрама, молибдена, олова, редких и благородных металлов, асбеста, графита, слюды, серы и др.

Богатства недр нашей Родины велики, но не беспредельны. Поэтому Советское государство повышает роль научно обоснованного, эффективного использования полезных ископаемых, требует бережного отношения к недрам с тем, чтобы не только удовлетворять всевозрастающие потребности страны в минеральном сырье, но и сохранить эти богатства для будущих поколений. Это законодательно закреплено статьей 18 Конституции СССР в которой записано, что «В интересах настоящего и будущих поколений в СССР принимаются необходимые меры для охраны и научно обоснованного, рационального использования земли и ее недр...». Задачи и меры по охране недр и обеспечению полного извлечения полезных ископаемых при их добыче определяются и регулируются законами «Об охране природы», «Основами земельного законодательства Союза ССР и союзных республик» (1968 г.), «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» (1975 г.), постановлением «О дополнительных мерах по усилению охраны природы и улучшению использования природных ресурсов» (1978 г.), а также отраслевыми нормативами и правилами органов горного, санитарного, рыбного и водного надзоров.

Характерной особенностью минерального сырья является ограниченность и невозобновляемость его запасов. Поэтому проблема наиболее полного извлечения полезных ископаемых из недр, рационального и комплексного использования их, максимально воз-

мощного извлечения всех ценных компонентов на всех стадиях переработки имеет важное народнохозяйственное значение. Во многих случаях общая экономическая ценность сопутствующих полезных компонентов равна ценности основного компонента, а иногда даже превышает ее.

Комплексное использование минерального сырья при существующем фонде горных предприятий, по данным акад. Н. В. Мельникова, могло бы увеличить выпуск горной продукции не менее чем на 20—25 %.

За годы Советской власти горная промышленность добилась огромных успехов. Крутой подъем угольной промышленности произошел в 1928—1940 гг. в период индустриализации нашей страны. Наряду с развитием угольной промышленности Донбасса были созданы новые крупные топливные базы в Кузнецком и Карагандинском бассейнах для Урало-Кузнецкого промышленного комплекса, работающего на коксующихся углях Кузбасса и руде горы Магнитной. Угольная промышленность начала развиваться также в Подмосковном бассейне, на Дальнем Востоке и в других районах. Отечественная война 1941—1945 гг. нанесла огромный ущерб угольной промышленности нашей страны. Шахты Донбасса были полностью выведены из строя. Потребовались огромные затраты на их восстановление, которое длилось более пяти лет.

За послевоенные годы добыча угля возросла почти в 4 раза и в 1978 г. достигла 724 млн. т, составляя около 20% мировой добычи.

В настоящее время удельный вес добычи Донбасса существенно снизился (с 52% в 1940 г. до 32% в 1975 г.), но Донбасс по-прежнему остается основным бассейном страны, на его долю приходится 46% общей добычи угля подземным способом.

В десятой пятилетке XXV съездом КПСС в «Основных направлениях развития народного хозяйства СССР на 1976—1980 гг.» поставлены задачи увеличения добычи угля до 790—810 млн. т, и повышения производительности труда на 22—24%.

Для достижения намеченной цели угольная промышленность сосредоточивает свои усилия на главных направлениях:

комплексной механизации и автоматизации производственных процессов, которые создают предпосылки для выемки угля без постоянного присутствия рабочих в очистном забое, облегчают и улучшают условия труда, способствуют повышению его производительности;

опережающем развитии добычи угля открытым способом: развернуты работы по ускоренному развитию открытых работ в Южно-Якутском бассейне, созданию Канско-Ачинского топливноэнергетического комплекса и более полному освоению Экибастузского месторождения. В результате в 1980 г. в перечисленных трех бассейнах добыча будет доведена примерно до 130 млн. т и увеличится в 1,8 раза по сравнению с 1975 г. А в целом добычу угля открытым способом предусмотрено довести примерно до 35% общей добычи.

За счет открытого способа будет получено 60% всего прироста добычи угля в стране и 72% в восточных районах, долевое участие которых составит 54% всей добычи угля;

сосредоточении работ по реконструкции и модернизации в первую очередь на тех шахтах и разрезах, на которых будут обеспечены наибольший рост добычи угля и улучшены другие технико-экономические показатели; строительстве новых крупных шахт и разрезов на месторождениях с наиболее благоприятными горно-геологическими условиями. Предусматривается ввод в действие производственных мощностей за счет строительства новых, реконструкции и расширения действующих предприятий в объеме 116 млн. т в год. В Кузнецком бассейне завершено строительство крупнейшей в стране шахты «Распадская», мощность которой будет доведена до 7,5 млн. т коксующегося угля в год. В десятой пятилетке закончится строительство крупнейшего в мире разреза «Богатырь» в Экибастузе: при полном освоении проектной мощности он будет добывать 50 млн. т угля в год;

значительном увеличении производительности труда на основе широкого внедрения в производство достижений науки и техники, прогрессивной технологии, передового опыта, научной организации труда, развития социалистического соревнования, поиска и максимального использования резервов, а также систематического повышения общеобразовательного уровня и профессионального мастерства рабочих. Подобно тому как в 1935 г. в угольной промышленности зародилось стахановское движение, ныне ширится соревнование бригад, которые обеспечивают добычу из одного забоя свыше 1000 т в сутки и более 1 млн. т в год.

Бурными темпами развивалась добыча рудных и нерудных полезных ископаемых, в том числе железной руды. Если добыча железной руды в 1940 г. составила 29,9 млн. т., то в 1978 г. она увеличилась более чем в 8 раз, составляя 244 млн. т. Ведущее место в добыче железной руды занимает Криворожский железорудный бассейн. Общая производительность его по товарной руде превышает 75 млн. т в год, в том числе открытым способом добывается более 80%. В большом объеме добывается железная руда на месторождениях Курской магнитной аномалии (Яковлевском, Гостищевском, Лебединском, Стойленском, Михайловском), а также на Соколовском, Сарбайском, Качарском месторождениях в Кустанайской области и на старейших горнодобывающих предприятиях Урала (Магнитогорское, Высокогорское, Бакальское и другие месторождения). На востоке страны разрабатываются месторождения Горной Шории, Хакасии, Ангара-Илимского района. Сооружение Байкало-Амурской магистрали открывает широкие возможности для освоения рудных месторождений восточных районов страны.

Большая роль в развитии горнодобывающей промышленности принадлежит горной науке. Ее основоположниками явились выдающиеся советские ученые М. М. Протодяконов, Б. И. Бокий,

А. М. Терпигорев, Л. Д. Шевяков, А. А. Скочинский, А. П. Герман.

Дальнейшее совершенствование технологии подземных горных работ основывается на научных достижениях Н. А. Чинакала, М. И. Агошкова, Г. М. Малахова, Н. М. Покровского и других ученых. В области открытых горных работ основополагающими явились исследования Е. Ф. Шешко, Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского. Развитие механизации горных работ связано с именами А. О. Спиваковского, М. М. Федорова, А. С. Ильичева, А. В. Топчиева.

Целью курса «Технология горного производства» является научить студентов правильным, научно обоснованным методам разработки месторождений, т. е. наиболее полному извлечению полезного ископаемого с минимальными затратами живого и овеществленного труда при безусловной безопасности ведения горных работ, охране недр и окружающей среды.

Изучение курса базируется на знаниях, полученных студентами из цикла общетехнических и геологических дисциплин. В свою очередь, курс «Технология горного производства» тесно связан с циклом специальных дисциплин, изучаемых в последующие годы.

Автор выносит глубокую благодарность коллективу кафедры «Разработки месторождений полезных ископаемых» Карагандинского политехнического института и проф. К. Ф. Сапицкому за ценные указания, сделанные при подготовке рукописи учебника.

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

**ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА УГОЛЬНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

Г л а в а I

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ШАХТЕ И ТЕРМИНОЛОГИЯ

§ 1. Элементы залегания месторождений полезных ископаемых

Месторождением называется естественное скопление полезного ископаемого в земной коре, по количеству, качеству и условиям залегания пригодное для промышленного освоения.

Полезное ископаемое — природное минеральное образование земной коры неорганического и органического происхождения, которое может быть эффективно использовано в сфере материального производства.

Каменный уголь — твердое горючее полезное ископаемое осадочного происхождения; в земной коре залегает пластами.

Пластом принято называть геологическое тело, сложенное однородной осадочной породой, ограниченное двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимающее значительную площадь. Пласт (или залежь полезного ископаемого иной формы)

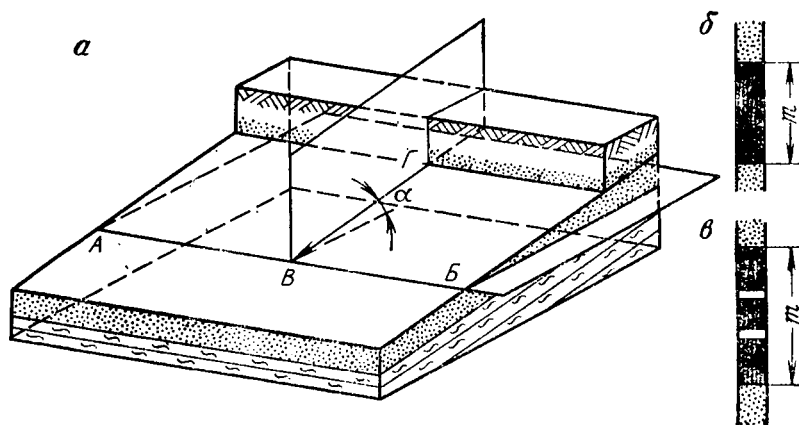


Рис. 1. Элементы залегания пласта

имеет три измерения: длину, ширину и толщину, которые называют соответственно его простиранием, падением и мощностью. Кроме того, различают линию простирания, линию и угол падения пласта.

Линией простирания называют линию, образующуюся при пересечении поверхности (кровли или почвы) пласта с горизонтальной плоскостью (AB , рис. 1, a).

Линией падения называют линию, которая образуется на поверхности пласта при пересечении ее вертикальной плоскостью, перпендикулярной к линии простирания ($BГ$, рис. 1, a).

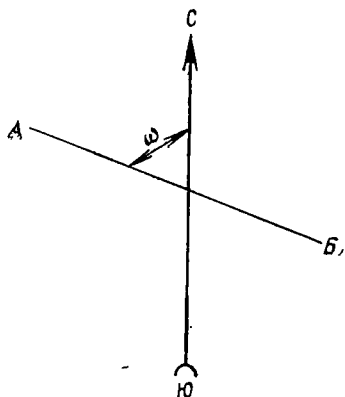


Рис. 2. К определению положения пласта в толще земной коры

Падение пласта, или его наклон к горизонтальной плоскости, измеряется углом падения α , образованным линией падения и ее проекцией на эту плоскость (рис. 1, a).

Все пласты в период своего образования залега́ли в земной коре более или менее горизонтально. Затем под действием тектонических процессов они собирались в складки, крылья которых располагались под любыми углами падения (от 0 до 90°) и даже были опрокинуты, т. е. заняли такое положение, при котором породы, образовавшиеся ранее, оказались расположенными выше пород более позднего происхождения.

Положение пласта (залежи) в толще пород определяется двумя параметрами: азимутом — углом между линией простирания AB и магнитным меридианом $C—Ю$ ω (рис. 2), а также углом падения α пласта (залежи).

По углу падения пласты в соответствии с Правилами технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт (ПТЭ) делят на четыре группы: пологие с углом падения до 18° , наклонные — от 19 до 35° ; крутонаклонные — от 36 до 55° и крутые — от 56 до 90° .

Выше и ниже угольного пласта залегают боковые горные породы. Толща пород, залегающих над пластом полезного ископаемого, называется кровлей пласта, а залегающая под пластом — почвой пласта.

Расстояние между почвой и кровлей пласта по нормали называют мощностью пласта m (см. рис. 1, b). По мощности пласты разделяют на четыре группы: весьма тонкие мощностью до $0,7$ м, тонкие — от $0,71$ до $1,2$ м; средней мощности — от $1,21$ до $3,5$ и мощные — свыше $3,5$ м.

Различают пласты простого и сложного строения. Пласт простого строения состоит только из полезного ископаемого (см.

рис. 1, б). В пласте сложного строения уголь разделяется на отдельные слои (пачки) прослойками породы (см. рис. 1, в).

Пласты сложного строения имеют полную и полезную мощность. Мощность пласта вместе с находящимися в нем прослойками породы называют полной мощностью, а за вычетом всех прослоек — полезной мощностью. Сумму мощностей пачек полезного ископаемого и прослоек породы, фактически вынимаемых при разработке, называют вынимаемой мощностью пласта.

Часть пласта, выходящую на земную поверхность или находящуюся неглубоко от нее под наносами, называют выходом пласта или хвостом его. Пласт на выходах на большую или меньшую глубину обычно является некондиционным вследствие ухудшения качества угля из-за его окисления.

Несколько пластов каменного угля, залегающих в определенной толще вмещающих пород, составляют свиту.

§ 2. Горные выработки

Работы, которые производят при выемке полезного ископаемого или породы, называют **горными работами**. В результате ведения горных работ в толще земной коры образуются пустоты (полости), которые называют **горными выработками**.

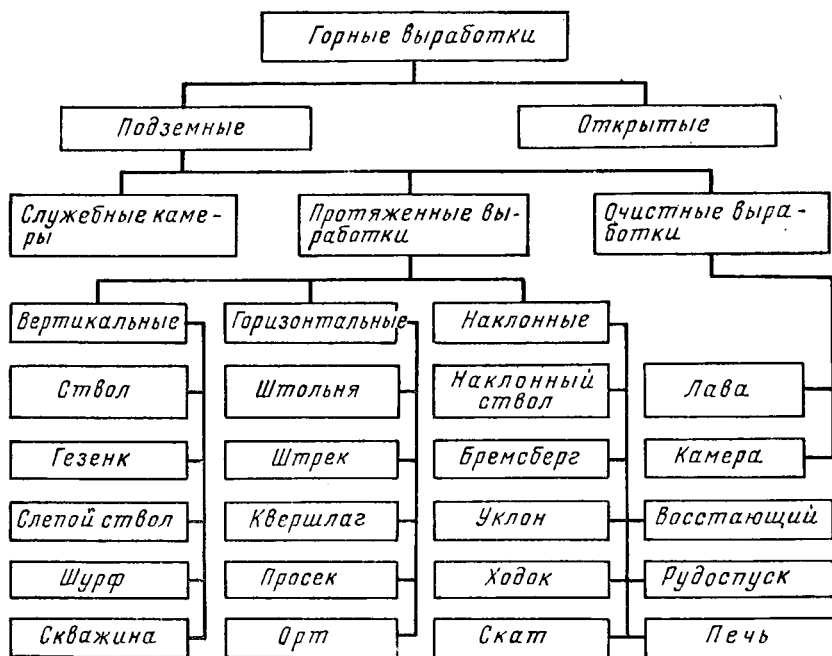


Рис. 3. Классификация горных выработок

Горные выработки весьма разнообразны по своей форме, размерам, назначению и положению в пространстве. Различают выработки открытые, расположенные на земной поверхности и имеющие незамкнутый контур поперечного сечения, и подземные — с замкнутым контуром поперечного сечения, расположенные на некоторой глубине от поверхности. Среди подземных выделяют протяженные выработки, очистные выработки и камеры (рис. 3). Протяженные выработки имеют обычно большую длину и незначительные размеры поперечного сечения. По положению в пространстве они разделяются на вертикальные, горизонтальные и наклонные.

Вертикальные горные выработки (рис. 4). К ним относятся шахтные столбы, гезенки, слепые столбы, восстающие, шурфы, скважины.

Шахтные столбы 1 и 2 — выработки, имеющие непосредственный выход на земную поверхность и предназначенные для обслуживания подземных работ. В зависимости от назначения столбы могут быть главными, вспомогательными и вентиляционными. Главный ствол служит для подъема угля и породы на поверхность; вспомогательный используют для спуска и подъема людей, машин, материалов, выдачи породы; вентиляционный предназначен для подачи в шахту свежего или выдачи из шахты загрязненного воздуха.

Гезенк 3 — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и предназначенная для спуска угля с верхнего горизонта на нижний под действием собственного веса, для передвижения людей, канализации воздуха и пр.

Слепой ствол — выработка, не имеющая выхода на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ (подъема полезного ископаемого, вентиляции, спуска и подъема людей). Слепые столбы проходят при вскрытии части месторождения полезного ископаемого, расположенной ниже горизонта, ранее вскрытого выработками, пройденными с поверхности.

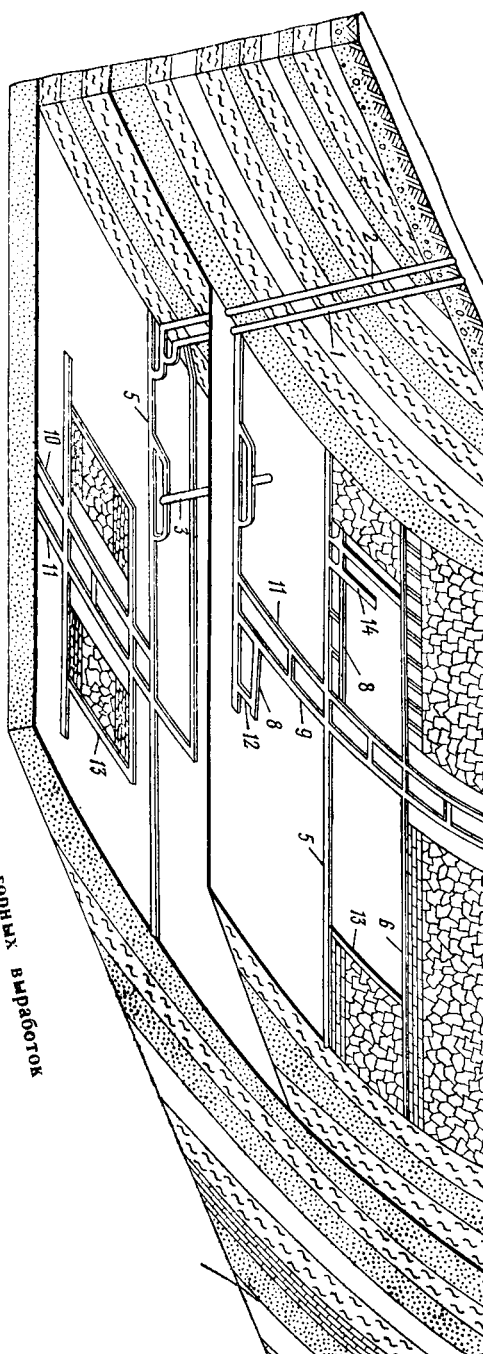
Шурф 4 — выработка небольшого сечения и глубиной до 50—60 м, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для разведки полезного ископаемого или для обслуживания подземных работ (спуска крепежного леса, вентиляции, подачи закладочного материала и др.). Шурф, в отличие от ствола, обычно не оборудован механическим подъемом, но имеет специальное отделение, которое оборудуют полками и лестницами и используют в качестве запасного выхода.

Скважина — выработка, пройденная выбуриванием горных пород, имеет круглое сечение диаметром от 0,04 до 2 м.

Горизонтальные горные выработки (см. рис. 4). К ним относятся штрек, квершлаг, штольня, просек, орт.

Штрек 5 — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по простиранию пласта или залежи полезного ископаемого. При горизонтальном залегании

рис. 4. Расположение горных выработок



нии месторождения штрек проводят в любом направлении, так как горизонтальные пласты или залежи не имеют ни простираения, ни падения.

Штрек, проводимый по породам или по пласту нерабочей мощности, называют **п о л е в ы м**.

В зависимости от назначения штреки подразделяются на откаточные 5 и вентиляционные 6. Откаточные штреки служат для транспортирования полезного ископаемого, пропуска свежего воздуха, передвижения людей, стока воды и пр. Вентиляционные штреки предназначены для отвода исходящей струи воздуха, транспортирования грузов (леса, породы) и для передвижения людей.

К в е р ш л а г 7 — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по пустым породам вкрест простираения или под углом к простираению месторождения. Квершлагги разделяют на откаточные и вентиляционные; они выполняют те же функции, что и штреки.

П р о с е к 8 — выработка, проводимая параллельно штреку по пласту полезного ископаемого, иногда с небольшой подрывкой боковых пород (на тонких пластах). Просек используется при проветривании забоя штрека в период его проведения, а также для транспортирования угля.

Ш т о л ь н я — выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность. Предназначена она, так же как и ствол, для обслуживания подземных работ. Штольня может быть откаточной, вентиляционной, водоотливной, разведочной.

О р т — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная в толще полезного ископаемого вкрест его простираения или под углом к нему. Орты проводят при разработке мощных залежей для соединения штреков, проведенных у кровли и почвы.

✓ **Наклонные горные выработки** (см. рис. 4). К ним относят наклонный шахтный ствол, бремсберг, уклон, скат, ходок, печь.

Н а к л о н н ы й ш а х т н ы й с т в о л — выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ.

Б р е м с б е р г 9 — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, расположенная по падению пласта или пород, предназначенная для спуска различных грузов при помощи механических устройств.

У к л о н 10 — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, пройденная по падению пласта или пород и предназначенная для подъема различных грузов с нижних горизонтов на верхний.

В качестве механических устройств для спуска груза по бремсбергам, а также для подъема груза по уклонам применяют ленточные конвейеры, канатный подъем в вагонетках или скипах.

Х о д о к 11 — выработка, предназначенная преимущественно для канализации воздуха, перевозки людей и грузов (породы,

материалов, оборудования). В связи с этим их делят на людские и грузовые. Ходки обычно проводят параллельно бремсбергу или уклону на расстоянии 20—30 м от них.

Ходок — горизонтальная или наклонная выработка, соединяющая служебную камеру с протяженной горной выработкой.

С к а т — выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по падению пласта или пород и предназначенная для спуска полезного ископаемого под действием собственного веса. Скаты проводят на месторождениях, угол падения которых достаточен для обеспечения движения полезного ископаемого самотеком.

Р у д о с п у с к — наклонная (или вертикальная) горная выработка, предназначенная для перепуска руды под действием собственного веса.

В о с с т а ю щ и й — наклонная или вертикальная выработка, пройденная по рудному телу или пустым породам и предназначенная для подготовки блоков, проветривания, спуска закладки и материалов.

П е ч ь 12 — выработка, проводимая по восстанию пласта и предназначенная для проветривания, передвижения людей, а также для транспортирования грузов. Чаще всего печь соединяет откаточный штрек с просеком. Печь, проводимую по полезному ископаемому между откаточным и вентиляционным штреком для подготовки очистного забоя, называют разрезной.

О ч и с т н ы е в ы р а б о т к и. Выработку, предназначенную для добывания полезного ископаемого, называют очистной. На угольных шахтах к очистным выработкам относят лавы и камеры.

Л а в а 13 — выработка, имеющая забой значительной протяженности. Под забоем подразумевается поверхность полезного ископаемого, ограничивающая лаву и перемещающаяся в результате ведения горных работ.

О ч и с т н а я к а м е р а 14 — выработка с забоем небольшой протяженности (до 12—16 м), ограниченная по бокам целиками угля *.

От очистных камер следует отличать **с л у ж е б н ы е к а м е р ы**, которые предназначены для установки оборудования, а также для производственных, хозяйственных и санитарных целей.

Обычно служебные камеры располагаются в околоствольном дворе.

Околоствольный двор — комплекс выработок (служебные камеры, участки квершлагов или штреков, а также других протяженных выработок), расположенных около шахтных стволов и предназначенных для обслуживания подземных горных работ.

* Целик, часть залежи (пласта) полезного ископаемого, оставляемая нетронутой при разработке месторождения для охраны горных выработок, наземных сооружений, управления горным давлением и других целей.

§ 3. Формы и размеры поперечного сечения выработок

Формы поперечного сечения выработок зависят от физико-механических свойств пересекаемых ими пород, срока службы выработки, назначения, а также свойств материала крепи.

Наиболее распространенной формой поперечного сечения вертикальных стволов является круглая, редко им придается прямоугольная форма. Для крепления стволов круглой формы применяют монолитный бетон, чугунные тубинги, а прямоугольной — дерево.

Горизонтальные и наклонные выработки имеют более разнообразные формы поперечного сечения. При деревянной крепи выработкам придают форму прямоугольника или трапеции (рис. 5, а, б). При бетонной крепи типичной является сводчатая форма

выработки с вертикальными боковыми стенками (рис. 5, в), при металлической — арочная (рис. 5, г), при сборной железобетонной — полигональная (рис. 5, д), прямоугольная, круглая, арочная. В зависимости от величины и направления давления горных пород (бокового или со стороны почвы) выработкам придают круглую, подковообразную или овальную форму.

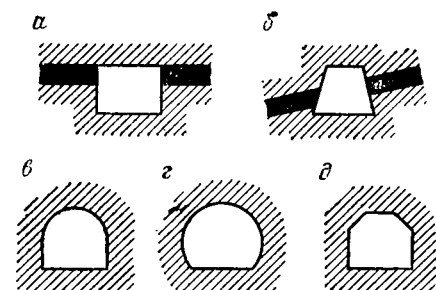


Рис. 5. Поперечные сечения горных выработок

Размеры поперечного сечения выработки определяются габаритами подъемных сосудов или транспортного оборудования (клет, скипы, вагонетки, электровозы, конвейеры и др.), необходимыми зазорами между крепью и указанным оборудованием, а также количеством воздуха, который проходит по выработке. Выработки должны иметь такую площадь поперечного сечения, которая обеспечит перемещение по ним воздуха со скоростями не более предельно допустимых: в стволах только для спуска и подъема грузов — 12 м/с, в стволах для подъема людей, в квершлагах, откаточных и вентиляционных штреках, капитальных и панельных бремсбергах и уклонах — 8 м/с; во всех прочих горных выработках, проведенных по углю и породе, — 6 м/с; в рабочем пространстве очистных забоев — 4 м/с. В вертикальных стволах дополнительно учитываются расположение и число подъемных сосудов и наличие другого оборудования (лестничное отделение, трубопроводы, электрокабели и пр.), а в горизонтальных и наклонных выработках — количество рельсовых путей.

Площадь выработки, определяемая по внутренним образующим крепи, называется сечением в свету. Площадь поперечного сечения круглых стволов в свету характеризуется диаметром

ствола, который принимается от 4 до 8,5 м с интервалом через 0,5 м (площадь от 12,6 до 56,7 м²).

Площадь поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок колеблется в широких пределах. Минимальное допустимое сечение составляет 3,7 м². Отдельные выработки имеют сечение 20—25 м².

Чтобы облегчить определение размеров поперечного сечения выработок на производстве и при проектировании, а также для типизации размеров и других характеризующих выработку параметров, проектными организациями разработаны типовые сечения различных горизонтальных и наклонных горных выработок с учетом особенностей разработки месторождений, различных видов крепи и применяемого транспортного оборудования.

§ 4. Шахта. Шахтное поле

Промышленное предприятие, предназначенное для разработки или разведки месторождений полезных ископаемых, называют горным предприятием. Горное предприятие, осуществляющее добычу угля, руд и нерудных полезных ископаемых подземным способом, называют шахтой.

В понятие шахты как самостоятельной производственно-хозяйственной единицы включают наземные сооружения и совокупность подземных горных выработок.

Несколько шахт и поверхностных цехов, объединенных единым административно-хозяйственным управлением, имеющим общее централизованное хозяйство по переработке и отправке полезного ископаемого и пр., образуют рудник (шахтоуправление).

В некоторых случаях шахты, входящие в рудник, имеют объединенное подземное хозяйство.

Современная шахта — высокомеханизированное предприятие, оснащенное производительными машинами и механизмами для добычи и транспортирования полезного ископаемого, проведения горных выработок, водоотлива и перемещения воздуха по выработкам. В СССР самая крупная угольная шахта — «Распадская» (Кузбасс), имеет проектную мощность 7,5 млн. т в год; железорудная — шахта «Гигант» (Кривой Рог), имеет годовую проектную мощность 12 млн. т. Наибольшая глубина ведения горных работ по добыче угля достигает 1200 м (шахта им. А. А. Скочинского, Донбасс); добыча богатых железных руд в Кривом Роге в ближайшие годы будет производиться на глубине 1400—1500 м. Самые глубокие шахты в мире по добыче золота, серебра и алмазов находятся в Индии («Чемпион-Риф») и ЮАР («Витватерсланд» и др.); их глубина достигает 4—4,5 км.

В зависимости от размеров месторождения для его разработки может быть заложена одна или несколько шахт. В последнем случае месторождение делят на части. Часть месторождения, отведен-

ная для разработки одной шахте, называется шахтным полем.

Границами шахтного поля являются условные поверхности, ограничивающие его по простиранию и падению. В случае негоризонтального залегания месторождения обычно различают границы по восстанию (верхняя граница), падению (нижняя граница) и простиранию (боковые границы).

Если все месторождение разрабатывают только одной шахтой, то его форма предопределяет конфигурацию шахтного поля, а границы месторождения и шахтного поля примерно совпадают. Если же месторождение делят на несколько шахтных полей, то при выдержанных элементах залегания пластов шахтному полю по возможности придают форму прямоугольника, вытянутого по простиранию. В этом случае границы шахтного поля, а следовательно, и его размеры устанавливаются проектировщиками на основании технико-экономических расчетов.

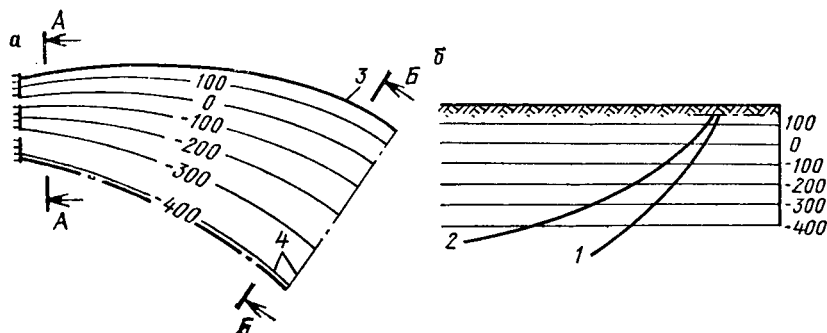


Рис. 6. Шахтное поле:

a — план; *б* — вертикальный разрез вкрест простирания: 1 — по линии А—А; 2 — по линии Б—Б; 3 — выход пласта под наносы; 4 — границы шахтного поля

При невыдержанных элементах залегания пласта или залежи и в том случае, когда в пределах месторождения имеются крупные геологические нарушения или шахтные поля действующих шахт, а также охраняемые целики под водоемами, зданиями и сооружениями, шахтные поля проектируемых шахт могут иметь самую разнообразную конфигурацию. Их границы в данном случае являются фиксированными (рис. 6).

Шахтное поле имеет два размера: длину по простиранию и ширину по падению.

Длина шахтного поля по простиранию достигает 20 км, по падению 4—5 км.

Шахтные поля со всеми расположенными в их пределах выработками изображают на специальных (маркшейдерских) планах: при пологом и наклонном залегании пластов в виде проекции на

горизонтальную плоскость, при крутом падении — на вертикальную плоскость. Из этого следует, что длина наклонных выработок на планах, как правило, оказывается уменьшенной (см. рис. 6. Проекция пласта на горизонтальную плоскость на этом и других рисунках для наглядности повернута на 90°). Только горизонтальные выработки, нанесенные на планы, имеют неискаженную длину.

Дается также вертикальный разрез шахтного поля вкрест простирания пород. Пласты угля или залежи вычерчивают с соблюдением их истинного угла падения.

На маркишейдерские планы обычно наносят и изогипсы пласта. Изогипсы представляют собой линии пересечения почвы (или кровли) пласта с мысленно проводимыми на одинаковом расстоянии одна от другой горизонтальными плоскостями. Расстояние между плоскостями, а следовательно, и между изогипсами по вертикали h зависит от угла падения, сложности форм залегания месторождения и принятого масштаба. Например, для месторождений Подмосковского бассейна, где горизонтальные пласты в пределах шахтного поля имеют местные поднятия и опускания, изогипсы проводят через каждый метр. Если же пласты имеют выдержанные углы падения, изогипсы проводят через 10, 50 и даже 100 м. Каждая изогипса имеет свою высотную отметку по отношению к уровню моря.

Кратчайшее расстояние между изогипсами l на горизонтальной проекции определяется по формуле

$$l = h \operatorname{ctg} \alpha, \quad (1)$$

где α — угол падения пласта, градус.

Следовательно, чем больше угол падения месторождения полезного ископаемого, тем ближе располагаются изогипсы одна от другой, и наоборот (см. рис. 6).

Изогипсы почвы пласта предопределяют направление штреков, проводимых по пласту, особенно тонкому или средней мощности. Исключением являются месторождения типа Подмосковского бассейна, где, как отмечалось выше, угольные пласты имеют сложную гипсометрию.

По изогипсам обычно проводят и нижнюю и верхнюю границы шахтного поля.

§ 5. Деление шахт на категории по метану

При подземных горных работах из угля и вмещающих пород в горные выработки выделяется метан. Существуют три формы его выделения: обыкновенное, суфлярное и внезапное.

При обыкновенном выделении метан поступает в рудничную атмосферу непрерывно сравнительно равномерными порциями со всей обнаженной площади пласта и пород.

При суфлярном выделении газ поступает из разломов пород, шпуров и скважин в пласте, участков геологических нарушений.

При этом выделение метана продолжается длительное время (часами, даже месяцами).

Под внезапным выделением следует понимать такое динамическое явление, при котором из массива пласта почти мгновенно выбрасывается большое количество газа и измельченный уголь.

Угольные шахты в зависимости от метанообильности (по § 182 «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах») разделяются на пять категорий. Критерием для такого деления является относительная метанообильность, т. е. количество метана в кубических метрах, выделяющегося в сутки на 1 т среднесуточной добычи (табл. 1).

Т а б л и ц а 1

Категория шахты по метану	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более; шахты, опасные по суфлярным выделениям
Опасные-по внезапным выбросам	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угрожаемые по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами породы

§ 6. Запасы шахтного поля. Потери

В пределах шахтного поля заключены определенные запасы полезного ископаемого. Различают геологические, балансовые и забалансовые запасы (рис. 7).

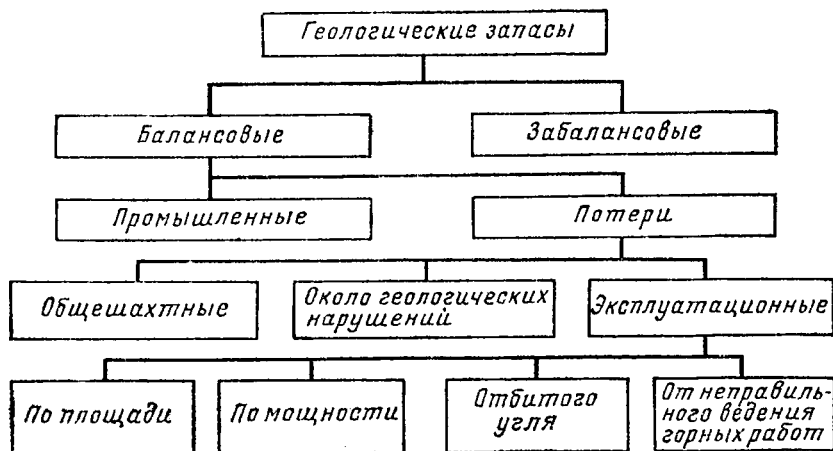


Рис. 7. Классификация запасов и потерь

Геологическими называют общее количество запасов полезного ископаемого месторождения или его части.

Балансовыми называют такие запасы, разработка которых экономически целесообразна: по качеству полезного ископаемого они отвечают требованиям их промышленного использования, а по количеству и условиям залегания пригодны для добывания при современном уровне техники.

Забалансовые запасы этим требованиям не отвечают, поэтому в настоящее время их не разрабатывают. Но их можно рассматривать как объект промышленного освоения в дальнейшем в связи с развитием техники и совершенствованием технологии добычи, обогащения и использования полезных ископаемых.

При разработке шахтного поля не все балансовые запасы могут быть выданы на поверхность. Часть их остается в недрах и составляет потери. Величина потерь оценивается в процентах или выражается в виде коэффициента потерь, представляющего собой отношение количества потерянного полезного ископаемого к его балансовым запасам.

Потери полезного ископаемого принято разделять на три группы:

1. Потери в предохранительных и барьерных целиках, называемые общешахтными.

Предохранительные целики предотвращают вредное влияние горных работ на охраняемые искусственные и природные объекты на поверхности или на горные выработки. Барьерные целики изолируют шахтные поля, предохраняют действующие горные выработки от прорыва в них поверхностных или подземных вод, а также газов или зановочной пульпы из выработанного пространства или из ликвидированных горных выработок.

2. Потери, связанные с геологическими нарушениями пластов и окружающих пород и гидрогеологическими условиями, не позволяющими вести нормальную отработку участков.

3. Потери по площади (невынимаемые части целиков у подготовительных выработок, в очистном пространстве и на границах выемочных участков) и по мощности пласта (пачки угля, оставленные в кровле, почве или между слоями пласта в очистных и подготовительных выработках), называемые эксплуатационными. К эксплуатационным также относят потери от неправильного ведения горных работ (целики, оставляемые вследствие завалов или затопления выработок; противопожарные целики, изолирующие отдельные части шахтного поля друг от друга; опорные целики, временно удерживающие породы кровли пласта или рудного тела от обрушения в выработанное пространство), потери отбитого угля в результате неполной выдачи его из очистного забоя, при взрывных работах, при транспортировании по выработкам.

Та часть балансовых запасов, которая может быть выдана на поверхность при разработке месторождения, называется про-

мышленными запасами. Они равны балансовым за вычетом потерь.

Потери угля определяются по формуле

$$k_y = 100 \left(1 - \frac{Z}{Z_6} \right) \%,$$

где Z — промышленные запасы шахтного поля, т; Z_6 — балансовые запасы шахтного поля, т.

Средние эксплуатационные потери угля по основным бассейнам страны характеризуются следующими показателями (%): Донецкий — 9,7; Кузнецкий — 18,9; Карагандинский — 23,9; Подмосковский — 18,2; Печорский — 13,7.

Количество полезного ископаемого, добываемого из месторождения, оценивается коэффициентом извлечения. Коэффициент извлечения C показывает, какую часть балансовых запасов выдают на поверхность. Величина его зависит от горно-геологических условий, особенно от мощности и угла падения пласта или залежи, и колеблется в широких пределах.

При проектировании шахт коэффициент извлечения рассчитывают из величины потерь, по формуле

$$C = 1 - 0,01k_y.$$

При ориентировочных расчетах рекомендуется принимать следующие значения C :

для пластов: тонких	0,92—0,9
средней мощности	0,9—0,85
мощных пологих	0,85—0,82
мощных крутых	0,85—0,8

Промышленные запасы шахтного поля, имеющего форму правильного прямоугольника, можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Z = SH \Sigma m \gamma C, \quad (2)$$

где Z — промышленные запасы шахтного поля, т; S — размер шахтного поля по простиранию, м; H — то же, по падению, м; Σm — суммарная мощность рабочих пластов, м; γ — средняя плотность полезного ископаемого, т/м³; C — коэффициент извлечения.

При ориентировочных расчетах можно принимать среднюю плотность антрацита — 1,6 т/м³, каменного угля — 1,35 т/м³, бурого угля — 1,2 т/м³.

Произведение мощности пласта на среднюю плотность угля называют производительностью пласта, т. е.

$$p = m \gamma, \text{ т/м}^2.$$

Производительность пласта — это масса угля в тоннах в призме основанием 1 м² и высотой, равной его мощности.

§ 7. Основные параметры шахты

Шахта, как горное предприятие, характеризуется качественными и количественными параметрами.

Качественные характеристики включают сведения, которые определяют принципиальные особенности предприятий и могут быть выражены только путем их описания. К ним, например, относится способ вскрытия и подготовки шахтного поля.

Количественные характеристики (параметры) шахты выражают с помощью чисел.

К основным количественным параметрам относят: производственную мощность, срок службы, балансовые и промышленные запасы, размеры шахтного поля по простиранию и падению.

Производственная мощность шахты A — это количество полезного ископаемого в тоннах, добываемого в единицу времени (сутки, год) при полном использовании производственного оборудования и фронта очистных забоев.

Срок службы T — время в годах, в течение которого будут извлекаться промышленные запасы.

Следовательно, между основными параметрами угольной шахты существует зависимость

$$T = \frac{Z}{A}, \quad (3)$$

т. е. при постоянных запасах с увеличением проектной мощности шахты срок службы ее уменьшается.

Фактическая производственная мощность действующих в настоящее время шахт колеблется в широких пределах. Наряду с крупными шахтами, суточная добыча которых достигает 20 тыс. т, работают и небольшие шахты с добычей 1000 т в сутки.

Установлено, что более мощные шахты обеспечивают лучшие показатели производительности труда и себестоимости угля. Поэтому в настоящее время рекомендуется строить крупные шахты с достаточно большим сроком службы. Так, для основных бассейнов Советского Союза проектные мощности шахт рекомендуется принимать, как правило, 1,8—3,6 млн. т в год, а на участках с особо благоприятными горно-геологическими условиями — 4,5—6 млн. т в год. Строительство шахт, проектная мощность которых менее 1,8 млн. т, допускается только при соответствующем технико-экономическом обосновании и для добычи дефицитных коксующихся углей.

Срок службы шахт получается как производная величина при обосновании мощности шахты и запасов ее поля. При этом рекомендуется расчетные сроки службы новых шахт принимать равными 30—50 лет. Полный срок службы шахты определяется с учетом времени на развитие и свертывание добычи.

Время на развитие добычи необходимо в начальный период работы шахты, когда она после сдачи в эксплуатацию постепенно осваивает свою проектную мощность. Продолжитель-

ность периода развития добычи зависит от мощности шахты и степени отклонения от принятых в проекте решений. К этим отклонениям относятся: существенно меньшие объемы горных работ и линии очистных забоев; расхождения между фактическими и принятыми в проектах горно-геологическими условиями; более низкий уровень механизации и автоматизации производственных процессов, а также темпы горнопроходческих работ, подготовляющих недостающую линию очистных забоев, и др.

Свертывание добычи относится к последним годам работы шахты, когда разрабатываются отдаленные части шахтного поля, погашаются ранее оставленные целики и пр. При таких условиях работы шахта снижает добычу против установленной проектом.

Полный срок службы шахты с учетом периодов развития и свертывания добычи t составит

$$T_{\Sigma} = T + \frac{1}{2} t, \quad (4)$$

где T — период относительно стабильной работы шахты.

Фактическое суммарное время на развитие и свертывание добычи в зависимости от производственной мощности угольной шахты ориентировочно можно определить по формуле

$$t = 3,2 + 2,6A, \text{ лет}, \quad (5)$$

где A — годовая проектная мощность шахты, которая должна составлять не более 2,4 млн. т. При этом $\frac{2}{3}$ суммарного времени приходится на период развития добычи.

Проектную мощность угольных шахт и размеры шахтных полей следует обосновывать технико-экономическими расчетами с учетом новейших достижений техники и передового опыта (см. гл. XIV).

Производственная мощность шахты не является величиной постоянной. Под влиянием изменения горно-геологических условий, технического прогресса, возможной реконструкции она изменяется во времени, причем иногда в весьма широких пределах.

§ 8. Стадии разработки месторождения

Полезное ископаемое чаще всего залегает глубоко под землей. Поэтому, чтобы приступить к его извлечению, необходимо произвести вскрытие и подготовку шахтного поля.

В с к р ы т и е м называют обеспечение доступа с поверхности земли к месторождению (или его части) путем проведения горных выработок для создания условий подготовки к выемке полезного ископаемого.

Главная цель вскрытия месторождения заключается в создании транспортных связей между очистными забоями — местом основной добычи полезного ископаемого в шахте, и пунктом приема его на поверхности, в обеспечении условий для безопасного перемещения людей, а также комфортных условий на рабочем месте.

При этом транспортные связи понимаются в широком смысле, т. е. транспортирование горной массы и вспомогательных грузов от очистного забоя до поверхности земли; доставка людей к рабочим местам и обратно; сбор воды в шахте и откачка ее на поверхность; подача свежего воздуха к очистным и подготовительным забоям и отвод загрязненного воздуха на поверхность и пр.

Вскрывающие выработки делятся на главные и вспомогательные. К главным относят выработки, имеющие непосредственный выход на земную поверхность (стволы, штольни); к вспомогательным — не имеющие непосредственного выхода на поверхность (квершлаг, слепые стволы, гезенки).

Подготовкой называют проведение подготовительных выработок после вскрытия шахтного поля, обеспечивающих условия для ведения очистной выемки.

Очистная выемка — комплекс работ по извлечению (добыванию) полезного ископаемого в очистном забое. Очистная выемка составляет сущность подземной разработки и включает комплекс процессов по отделению полезного ископаемого от массива, доставке его к местам погрузки в транспортные средства, креплению и поддержанию выработанного пространства и др.

Одной из особенностей технологии добычи полезных ископаемых является непрерывность перемещения рабочего места, которое обеспечивается систематическим воспроизводством фронта очистных забоев путем проведения подготовительных и нарезных выработок. Таким образом, очистная выемка и воспроизводство фронта очистных забоев являются взаимосвязанным, единым процессом.

Совокупность работ по вскрытию, подготовке и очистной выемке называют разработкой месторождения полезного ископаемого.

При разработке полезных ископаемых должны быть обеспечены:

- 1) наиболее рациональные и эффективные методы добычи основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, и извлечение содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение; недопущение сверхнормативных потерь и разубоживания полезных ископаемых, а также выборочной отработки богатых участков месторождений, приводящей к необоснованным потерям балансовых запасов полезных ископаемых;

- 2) проведение доразведки месторождений полезных ископаемых, геологических, маркшейдерских и иных работ, а также ведение предусмотренной технической документации;

- 3) учет состояния и движения запасов, потерь и разубоживания полезных ископаемых;

- 4) недопущение порчи разрабатываемых и соседних с ними месторождений полезных ископаемых в результате проводимых горных работ, а также сохранение запасов полезных ископаемых, консервируемых в недрах;

5) сохранение и учет попутно добываемых временно не используемых полезных ископаемых, а также отходов производства, содержащих полезные компоненты;

6) рациональное использование вскрышных пород и отходов производства, а также правильное их размещение;

7) безопасность рабочих шахты и населения близрасположенных городов и поселков, охраны недр и окружающей природной среды, зданий и сооружений.

Глава II.

ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 9. Способы подготовки шахтных полей

Чтобы обеспечить рациональную и экономически эффективную отработку запасов, шахтное поле, как правило, делят на более мелкие части. Например, при разработке пологих угольных пла-

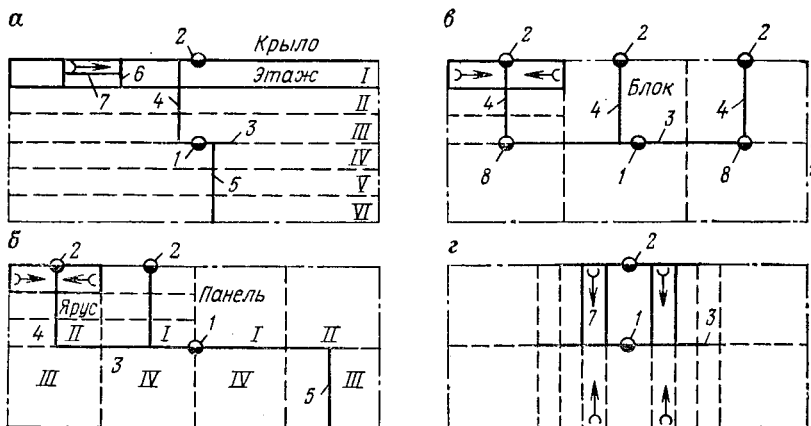


Рис. 8. Способы подготовки шахтного поля:

а — этажный; б — панельный; в — блоковый; г — погоризонтный; 1 — главный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — главный откаточный штрек; 4 — бремсберг; 5 — уклон; 6 — выемочное поле; 7 — выемочный столб; 8 — воздухоподающий ствол; I, II, ..., VI — последовательность отработки этажей и панелей

стов шахтное поле в зависимости от его размеров по падению при вскрытии вертикальными стволами дополнительно делят на две, три и даже четыре примерно равные части. Каждую такую часть называют горизонтом или ступенью. Размер горизонта по падению обычно не превышает 1000—1200 м. Таким образом,

горизонт — это часть шахтного поля, одной из границ которого по падению является главный откаточный штрек (рис. 8), а второй — верхняя или нижняя граница шахтного поля. Боковыми границами горизонта служат границы шахтного поля по простиранию.

Часть шахтного поля, расположенную выше главного откаточного штрека, называют полем по восстанию, а расположенную ниже откаточного штрека — полем по падению. Поля по восстанию и по падению обслуживаются соответственно бремсбергами и уклонами. В связи с этим их также называют бремсберговыми или уклонными полями.

Шахтное поле и, следовательно, горизонты делят на крылья. Крылом называют часть шахтного поля, расположенную по одну сторону от вертикальной плоскости, проведенной вкрест простирания пласта и проходящей через вскрывающую выработку (вертикальный или наклонный ствол, капитальный бремсберг или уклон). Крылья обычно обозначают частями света (западное, восточное и др.).

Как исключение, при сложном рельефе поверхности бывают и однокрылые шахтные поля, в которых вскрывающую выработку сооружают около одной из границ шахтного поля.

Кроме того, шахтное поле в зависимости от геологических, технических и экономических факторов делят на этажи, панели, блоки, длинные столбы по падению или восстанию. Иногда применяют смешанный способ подготовки шахтного поля.

Этажный способ подготовки. Если пласт в пределах шахтного поля делят по падению на участки, вытянутые по простиранию, то такие участки называют этажами, а способ подготовки шахтного поля — этажным (рис. 8, а).

Этаж — это часть пласта в шахтном поле, границами которой по падению являются штреки — откаточный и вентиляционный, а по простиранию — границы шахтного поля. Штреки, ограничивающие этаж, обычно называют этажными. Все этажи в пределах горизонта обслуживаются одним бремсбергом или уклоном, которые называются капитальными, а на крутых пластах — квершлагами.

Расстояние по линии падения пласта между верхней и нижней границами этажа называют наклонной высотой этажа.

Для пологих и наклонных пластов наклонную высоту этажа h_n определяют расчетом. Она может быть от 200 до 400 м и более. Необходимо, чтобы производственная мощность шахты при этом обеспечивалась очистными забоями, расположенными в пределах только одного этажа.

Проекцию наклонной высоты этажа на вертикальную плоскость называют вертикальной высотой этажа. Вертикальная высота этажа определяется из выражения

$$h_v = h_n \sin \alpha. \quad (6)$$

✓

При разработке крутых пластов вертикальную высоту этажа принимают без расчета, исходя из условий безопасного ведения горных работ: для пластов тонких и средней мощности — 120—130 м, для мощных — от 80 до 100 м. Наклонная же высота этажа определяется по формуле (6).

Крыло этажа по простиранию часто дополнительно делят на более мелкие части, в каждой из которых проводят так называемые промежуточные бремсберги или скаты.

Часть этажа, обслуживаемую бремсбергом или скатом, называют **выемочным полем**. Размер выемочного поля по простиранию на пологих пластах находится в пределах 750—1500 м, на крутых — 350—500 м.

По падению выемочное поле разделяют на два — три **выемочных участка** или столба. В каждом из выемочных столбов располагают по одной лаве. Границами между выемочными столбами по падению являются промежуточные штреки.

Панельный способ подготовки. Если пласт в пределах шахтного поля или горизонта делят по простиранию на участки, вытянутые по падению от верхней границы горизонта до нижней (рис. 8, б), то такие участки называют панелями, а способ подготовки шахтного поля — панельным.

Панель — это часть пласта в пределах шахтного поля или горизонта, обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных или наклонных транспортных и вентиляционных выработок. Границами панели являются по падению границы горизонта, по простиранию граница шахтного поля или смежных панелей. Размер панели по простиранию находится в пределах 1500—2500 м, по падению — 800—1200 м. Панель по падению делят на более мелкие участки, вытянутые по простиранию, — **ярусы**.

Ярус — это часть пласта в пределах панели, ограниченная по падению выемочными штреками (конвейерным и вентиляционным). В пределах каждой панели от главного откаточного штрека проводят бремсберг или уклон, которые называют панельными.

Панель, так же как и шахтное поле, может быть однокрылой и двукрылой. Последние экономически выгоднее и технически совершеннее однокрылых: вдвое увеличивается число одновременно обрабатываемых лав, в результате при одинаковых размерах панели существенно уменьшаются расходы, отнесенные на тонну промышленных запасов, на поддержание наклонных выработок и штреков (в связи с сокращением времени отработки ярусов и панели), а также на транспортирование угля по наклонным выработкам (благодаря росту нагрузки на транспортные средства за счет увеличения числа лав, одновременно обслуживаемых наклонной выработкой). Обычно на одном пласте одновременно разрабатывают не более четырех панелей, в пределах которых размещают до 16 лав.

Панельный способ деления шахтного поля на части по сравнению с этажным имеет ряд преимуществ; он позволяет технически более просто увеличить нагрузку на пласт и, следовательно, концентрацию работ на одном пласте; обеспечивает большие возможности применения прогрессивного поточного конвейерного транспорта от очистного забоя до главного откаточного штрека, а также создает благоприятные условия для отработки ярусов от границ панели к наклонной выработке. Все это обеспечивает условия для высокопроизводительной работы очистных забоев.

Недостатки панельного способа — необходимость проведения большего числа наклонных выработок, чем при этажном способе, и увеличение объема работы подземного транспорта по штрекам примерно на 20—30% за счет «перепробега» грузов (угля) по штрекам.

Каждый из рассмотренных способов имеет свою область применения. Так, на наклонных, крутонаклонных и крутых пластах рекомендуется этажный способ подготовки шахтного поля. При разработке пологих пластов этажный способ применяют:

- а) при вскрытии шахтных полей наклонными стволами;
- б) при вскрытии шахтных полей вертикальными стволами, когда мощность шахты может быть обеспечена работой ограниченного числа лав (четырёх — шести);
- в) при шахтных полях с ограниченными размерами по простиранию (до 4 км);
- г) при разработке сильно газоносных пластов, особенно пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа или суфлярным выделениям, в условиях которых необходимо применять способы подготовки и системы разработки с минимальным числом наклонных подготовительных выработок.

При разработке горизонтальных пластов шахтные поля делят, как правило, на панели. На пологих пластах их применяют:

- а) при угле падения до 18° , когда можно осуществить полную конвейеризацию транспорта полезного ископаемого в панели;
- б) когда с одного или ограниченного числа пластов необходимо обеспечить большую добычу угля;
- в) при разработке пластов с переменным углом падения по линии простирания, поскольку при этажном способе наклонная высота этажа изменялась бы по простиранию в весьма широких пределах;
- г) при разработке нарушенных месторождений, когда участки между нарушениями являются своего рода панелями;
- д) при длине шахтного поля по простиранию не более 8 км.

Блочный способ подготовки. Блок — это часть шахтного поля, включающая все подлежащие разработке пласты, имеющая сеть горных выработок, обеспечивающих независимое (секционное) проветривание очистных и подготовительных забоев (см. рис. 8, в).

Границами блоков по падению являются границы горизонтов, по простиранию — условные линии (границы шахтного поля или смежных блоков).

В блок может входить одна или две смежные панели, расположенные в пределах пласта, поэтому различают одно- и двухпанельную конструкцию блоков. При разработке свиты в блок объединяют панели всех пластов. Для этого проводят квершлаг посредине панели при однопанельной или на стыке двух панелей при двухпанельной конструкции блоков. Блоки можно делить на выемочные столбы по падению (восстанию) на пластах с углами падения до 12° или по простиранию — на крутонаклонных и крутых пластах. Размер блоков по простиранию достигает 2—4 км. Обособленное проветривание обеспечивается проведением в каждом блоке стволов, квершлагов и других выработок для подачи свежей и удаления исходящей струи воздуха. Объединяет же блоки общий для всего горизонта главный откаточный штрек, предназначенный для централизованного транспортирования угля к главным стволам.

Применение блокового способа подготовки обусловлено строительством новых шахт большой проектной мощности (от 8—10 и более тыс. т в сутки); увеличением размеров шахтных полей по простиранию свыше 8 км и по падению до 4—5 км; ростом природной газоносности пластов, увеличением горного давления, температуры горных пород на больших глубинах и изменениями их физико-механических свойств и связанными с этим трудностями проветривания и поддержанием выработок.

Погоризонтный способ подготовки. В проектах новых шахт встречается и другая разновидность подготовки шахтного поля, когда горизонт рассматривается как один этаж, границами которого являются главные откаточный и вентиляционный штошки, причем последний проводится у верхней границы шахтного поля. Горизонт делят на выемочные столбы, вытянутые по восстанию пласта от нижней до верхней его границы. В каждом столбе размещают одну или две лавы, забои которых располагаются по простиранию и перемещаются по восстанию или по падению пласта (см. рис. 8, г). Такой способ подготовки рекомендуется применять при углах падения пластов до 12° , высокой их газоносности (свыше $15 \text{ м}^3/\text{т}$ суточной добычи), небольшой водообильности вмещающих пласт пород (при отработке столбов по падению), сложной гипсометрии и наличии геологических нарушений с направлением, близким к линии падения пласта, между которыми и располагаются указанные столбы.

Применение погоризонтного способа подготовки обусловлено расширением объема применения механизированных комплексов, для которых необходимо иметь стабильную длину лавы, а также увеличением природной газоносности пластов в связи с переходом горных работ на большую глубину. При этом снижаются капитальные затраты на подготовку новых горизонтов, обеспечиваются усло-

вия для более производительной работы механизированных комплексов и, следовательно, роста нагрузки на лаву, обособленного проветривания мест выделения метана. Упрощается схема подземного транспорта.

Недостатки погоризонтного способа связаны с дополнительными трудностями, обусловленными проведением и эксплуатацией длинных наклонных выработок.

Комбинированный способ подготовки. Характерным для комбинированного способа является то, что на отдельных горизонтах применяют различные способы подготовки, например, этажный для бремсберговой и панельный для уклонной части шахтного поля. Его применяют при существенно изменчивых геологических условиях залегания пластов (переменный угол залегания по линии падения, увеличение газоносности, выявление крупных геологических нарушений и др.), а также при необходимости увеличения добычи на шахте, особенно при ее реконструкции.

Способ подготовки шахтного поля является качественной характеристикой шахты, от которой существенно зависят общая планировка горных работ и технико-экономические показатели ее работы.

Выбор способа подготовки производится методом прямого отбора в зависимости от главнейших геологических и горнотехнических условий месторождения, в соответствии с современным уровнем развития техники. Эффективность способов подготовки определяется технико-экономическими расчетами, при которых учитываются основные затраты, связанные с очистными работами, проведением и поддержанием горных выработок, транспортированием полезного ископаемого и др.

§ 10. Последовательность отработки этажей и панелей в шахтном поле

Этажи в шахтном поле могут отрабатываться как сверху вниз, так и снизу вверх, т. е. в нисходящем или в восходящем порядке. На практике в основном применяют нисходящий порядок, что обусловлено его технико-экономическими преимуществами, а на шахтах III категории и сверхкатегорных по метану — требованиями охраны труда (§ 24 ПТЭ).

При отработке бремсберговой части шахтного поля бремсберг и ходки при нем поддерживают в массиве угля. Поддерживать же в выработанном пространстве в пределах отработанных этажей приходится только ту часть, по которой уже не производится транспортирование груза. Кроме того, в этом случае создаются более благоприятные условия для поддержания откаточных штреков, так как ниже их располагается нетронутый массив угля.

Отработка этажей в бремсберговой части шахтного поля в восходящем порядке ведется весьма редко и только в том случае, когда допускается так называемая возвратноточная схема провет-

ривания, при которой исходящая струя воздуха по людскому ходу движется вниз (при углах наклона пластов менее 10° или при соблюдении условий, предусмотренных § 186 ПБ).

Этажи в уклонном поле отрабатываются только в нисходящем порядке. Восходящий порядок неприемлем, так как при этом уклон с ходками пришлось бы проводить сразу на всю проектную длину, ухудшились бы условия поддержания откаточных штреков, метан из выработанного пространства нижних этажей поступал бы через откаточные штреки в действующие выработки.

Приведенные выше соображения в полной мере относятся и к последовательности отработки ярусов в панелях.

Панели в шахтном поле также отрабатывают в определенном порядке. На пологих пластах панели I и II в бремсберговом поле следует отрабатывать последовательно в направлении от центра шахтного поля к границам его, т. е. прямым ходом (см. рис. 8, б), а уклонные панели III и IV — в обратном направлении. В этом случае в период строительства шахты вводятся в эксплуатацию ближайшие к стволам панели, чем обеспечивается сокращение сроков строительства и первоначальных капитальных затрат. Отработка же уклонных панелей возможна без дополнительных затрат, так как к концу отработки бремсберговых панелей главный откаточный штрек будет уже проведен до границ шахтного поля. Кроме того, к началу отработки уклонных панелей пласт будет разведен.

§ 11. Порядок отработки этажей и ярусов

Порядок отработки пласта в пределах этажа в направлении от главного ствола или другой вскрывающей выработки к границам шахтного поля называют отработкой этажа **прямым ходом** (рис. 9, а).

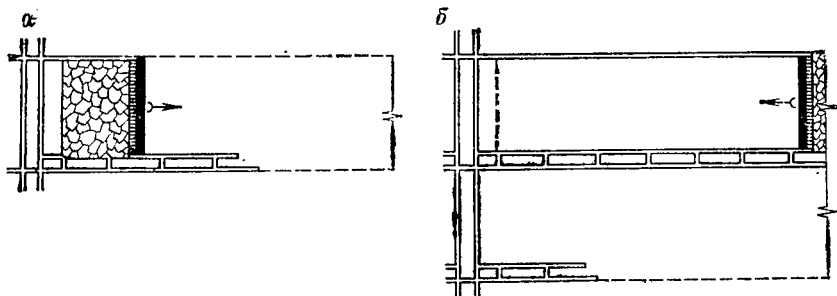


Рис. 9. Порядок отработки этажей:
а — прямым ходом; б — обратным ходом

Порядок отработки пласта в пределах этажа в направлении от границ шахтного поля к главному стволу или к другой вскрывающей выработке называют отработкой этажа **обратным ходом** (рис. 9, б).

При отработке пласта в пределах этажа прямым ходом для ведения очистных работ достаточно провести откаточные и вентиляционные штреки всего лишь на несколько десятков метров от капитальной вскрывающей выработки и соединить их разрезными печами.

При отработке пласта в пределах этажа обратным ходом до начала очистных работ необходимо откаточные и вентиляционные штреки провести до границы шахтного поля. Это увеличивает первоначальные капитальные затраты и удлиняет срок строительства, однако создает благоприятные условия для поддержания штреков, поскольку они находятся в массиве угля.

Расчетно-проектное сравнение показывает, что отрабатывать этаж обратным ходом целесообразно при мощности пласта более 0,7—0,8 м, размерах крыла шахтного поля по простиранию меньше 2 км и небольшом выделении метана. Во всех остальных случаях рекомендуют прямой порядок отработки этажей, особенно при фланговом проветривании, когда исходящая струя воздуха поступает в стволы, расположенные у границ шахтного поля; при залегании пласта в породах, склонных к пучению; на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, а также при подготовке пластов полевыми штреками.

Важнейшим и неизменным условием перехода к отработке этажей обратным ходом являются высокие темпы проведения подготовительных выработок (до 300 м в месяц).

Приведенные соображения в полной мере относятся и к порядку отработки ярусов. Поскольку длина крыльев панелей и выемочных полей обычно не превышает 1—1,5 тыс. м, следует считать целесообразным обратный порядок их отработки.

§ 12. Число одновременно разрабатываемых пластов в свите

Шахтное поле может включать один пласт или свиту пластов. Пласты в свите могут разрабатывать одновременно или последовательно.

Одновременная разработка большого числа пластов вызывает значительную разбросанность горных работ, приводит к малой нагрузке на пласт и транспортные выработки. Последовательная отработка пластов в свите по одному обеспечивает высокую концентрацию горных работ, однако не всегда является рациональной. При решении вопроса о числе одновременно разрабатываемых пластов необходимо учитывать их сближенность, марки и качество углей, склонность отдельных пластов к внезапным выбросам угля и газа и пр. Так, например, если в шахтном поле залегают пласты с коксующимися и энергетическими углями, с разным содержанием золы, серы и фосфора, то при последовательной разработке пластов шахта не сможет поставлять потребителю уголь нужного качества в течение длительного срока.

После отработки более мощного пласта с благоприятными горно-геологическими условиями и перехода на отработку маломощных пластов шахта обычно весьма заметно снижает добычу, уменьшается производительность труда рабочих, повышается себестоимость 1 т угля.

При современном уровне механизации очистных работ и нагрузки на забой в зависимости от мощности разрабатываемых пластов, запланированной добычи шахты, принятого способа подготовки шахтного поля и пр., к одновременной разработке можно принимать 2—3 пологих и до 10—12 крутых пластов.

Столь существенная разница объясняется тем, что на пологих пластах имеются более широкие возможности для размещения фронта очистных забоев, особенно при панельном способе подготовки шахтного поля, чем на крутых. На каждом из крутых пластов на шахтах Донбасса обычно располагаются только два очистных забоя. На пологом пласте можно разместить 4—8 лав.

Кроме того, нагрузка на очистной забой на пологих пластах обычно выше, чем на крутых.

При одной и той же добыче число одновременно разрабатываемых пологих пластов на антрацитовых шахтах меньше, чем на угольных. Это объясняется тем, что условия разработки антрацитовых пластов, как правило, более благоприятны, чем угольных. Кроме того, средняя плотность антрацита на 20% выше, чем угля. В совокупности нагрузка на очистной забой на антрацитовых пластах выше, чем на угольных, примерно на 50—70%.

При разработке крутых пластов вводят коэффициент одновременности, т. е. число, показывающее, какая часть от суммарной мощности пластов в свите используется в среднем одновременно и обеспечивает годовую производственную мощность шахты. Коэффициент одновременности не должен превышать 0,75, а при наличии 50% пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, — 0,6 от общей мощности пластов в свите. При этом запасов угля в пределах этажа должно быть достаточно для ведения работ не менее чем на 8—10 лет.

Дальнейшее совершенствование средств механизации очистных работ и существенное увеличение нагрузки на забой обеспечат условия для добычи шахтой 3—6 млн. т угля в год при разработке одного-двух пологих пластов.

§ 13. Очередность разработки пластов в свите

При разработке пластов происходит сдвижение расположенного над ними массива пород. Это сдвижение носит характер беспорядочного обрушения, если породы залегают непосредственно над пластом, или прогиба с разрывом и без разрыва сплошности, если они находятся на значительном расстоянии от пласта.

Независимо от того, какой пласт в свите вынимается первым, его разработка оказывает влияние на остальные. В некоторых случаях

это влияние можно не учитывать и разработку вести в любой очередности. Такие пласты в свите считаются **н е з а в и с и м ы м и**. Пласты, для рациональной разработки которых необходимо учитывать их совместное залегание, называют **с б л и ж е н н ы м и**.

Пласты свиты могут разрабатываться в нисходящем, восходящем или смешанном порядке.

При **н и с х о д я щ е м** порядке выемка пластов начинается с верхнего. При этом происходит надработка нижнего пласта, которая проявляется в увеличении горного давления на крепь подготовительных выработок. Влияние надработки сказывается на сравнительно ограниченную глубину.

При **в о с х о д я щ е м** порядке первым вынимаем нижний пласт. При этом происходит подработка верхнего пласта, влияние которой сказывается при любом расстоянии между пластами, причем степень этого влияния зависит от мощности нижнего пласта, мощности и физико-механических свойств пород между пластами, угла падения пластов, длины очистного забоя и пр.

При **с м е ш а н н о м** порядке первым отрабатывается один из средних пластов в свите.

Разработка сближенных пластов, как правило, должна производиться в нисходящем порядке.

При выемке в восходящем порядке деформации вышележащего пласта и пород, в отдельных случаях могут быть настолько существенны, что разработка подработанных пластов становится невозможной. Однако в некоторых условиях применение восходящего порядка выемки является необходимым:

если вышележащий пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа или весьма газоносен, первоочередная выемка неопасного нижележащего пласта позволяет предотвратить выбросы и уменьшить газовыделение в выработки;

подработка пласта, склонного к горным ударам (горные удары представляют собой быстро протекающее разрушение целика или части массива угля, проявляющееся в виде выброса более или менее значительного количества глыб угля в подземные выработки), уменьшает или вообще устраняет опасность возникновения горных ударов;

подработка обводненного пласта способствует его осушению, если расстояние между пластами не превышает 30—40-кратной мощности нижнего пласта, и обеспечивает лучшие производственные условия для последующей выемки подработанного пласта;

подработка пластов снижает прочность крепких углей.

Кроме того, очередность разработки пластов должна обеспечить: создание благоприятных условий для поддержания выработок путем расположения их в зонах, разгруженных от горного давления; улучшение условий управления горным давлением в очистных забоях; возможность групповой подготовки пластов в целях уменьшения протяженности поддерживаемых подготовительных выработок.

§ 14. Подготовка пластов

Различают пластовую и полевую, индивидуальную и групповую подготовку пластов.

При пластовой подготовке все выработки, включая и основные, проводят и поддерживают по пластам полезного ископаемого. При полевой подготовке основные выработки (главные и этажные штреки, бремсберги, уклоны) проводят по пустым породам или пропласткам на некотором расстоянии от пласта, а вспомогательные — по пласту.

Для соединения полевой выработки с параллельными пластовыми выработками дополнительно проводят на некотором расстоянии друг от друга квершлагги или гезенки.

Полевая подготовка находит широкое применение при разработке мощных пластов угля, особенно склонного к самовозгоранию, т. е. способного окисляться при низких температурах с последующим переходом к горению. Она позволяет снизить потери угля, так как при этом не требуется оставления целиков для охраны пластовой выработки. Целесообразность полевой подготовки обосновывается в каждом конкретном случае технико-экономическими расчетами или требованиями безопасности.

При индивидуальной подготовке в пласте проводят и поддерживают все горные выработки, необходимые для выемки всех запасов пласта в пределах шахтного поля или его части. При этом выработки с длительным сроком службы могут проводиться как пластовыми, так и полевыми.

При групповой подготовке все или часть основных выработок с длительным сроком службы проводят и поддерживают общими для всех разрабатываемых пластов свиты или только отдельной группы (части) из них. В результате сокращается протяженность поддерживаемых горных выработок. В зависимости от назначения групповые выработки могут быть откаточными или вентиляционными.

При разработке свит пластов следует ориентироваться на групповую их подготовку. Групповые выработки рекомендуется проводить полевыми по устойчивым породам или по пластам с устойчивыми вмещающими породами, при условии, что пласты не склонны к самовозгоранию и не опасны по внезапным выбросам угля и газа.

Так как групповая и полевая подготовка имеют специфические особенности в расположении горных выработок в толще пород, которые обусловлены непосредственным влиянием очистных работ, то этот вопрос более подробно рассмотрен в гл. VII.

ВСКРЫТИЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 15. Способы вскрытия шахтных полей

Способ вскрытия — это качественная характеристика шахты, отражающая особенности вида и взаимного расположения главных и вспомогательных выработок, проводимых в период строительства и эксплуатации горного предприятия для создания доступа с поверхности земли к шахтному полю или его части.

Шахтные поля вскрывают различными способами в зависимости от целого ряда геологических, горнотехнических и экономических факторов: формы и размеров шахтного поля, мощности и угла падения пластов, числа рабочих пластов в шахтном поле и расстояния между ними, глубины залегания пластов от поверхности и ее рельефа, нарушенности месторождения и газоносности пластов, производственной мощности шахты и срока ее службы, марочного состава угля и применяемой техники. Учет влияния перечисленных факторов должен быть комплексным.

Необходимо стремиться к тому, чтобы выбранный способ вскрытия обеспечивал максимальную производительность труда при минимальной себестоимости 1 т угля. Этого можно достичь при выполнении ряда требований в период строительства и особенно эксплуатации шахты. К важнейшим из них следует отнести минимальные первоначальные капитальные затраты и сроки строительства шахты; концентрацию производства при условии увеличения до максимально возможных размеров нагрузки на очистной забой и на пласт при ограниченном числе одновременно разрабатываемых пластов; концентрацию грузопотоков и преимущественное применение конвейерного транспорта; сокращение протяженности поддерживаемых горных выработок путем интенсификации очистных работ и периодического обновления горного хозяйства шахты за счет их реконструкции; эффективное проветривание горных выработок.

В зависимости от конкретных условий залегания и числа пластов способы вскрытия шахтных полей различают: по типу главной вскрывающей выработки, проходимой с поверхности; расположению главной вскрывающей выработки относительно пласта и элементов его залегания; по числу транспортных горизонтов в шахтном поле; по наличию и типу вспомогательных вскрывающих выработок (табл. 2).

Различают три типа главных вскрывающих выработок: вертикальные стволы, наклонные стволы и штольни. Поскольку главных вскрывающих выработок должно быть не менее двух, возможны комбинации этих выработок, например, вертикальных и наклонных стволов.

Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами является наиболее универсальным и распространенным, его применяют не-

Таблица 2

Число пластов в шахтном поле	Наличие и тип вспомогательных вскрывающих выработок	Тип главной вскрывающей выработки					
		Наклонные стволы		Вертикальные стволы при числе подъемных горизонтов		Штольни	Комбинация наклонных и вертикальных стволы (штолен)
		по пласту	по породе	один	несколько		
Один	Нет	<i>a</i>	<i>б</i>	<i>e</i>	—	<i>л</i>	<i>o</i>
Свита	Нет	—	<i>в</i>	—	<i>ж</i>	<i>м</i>	—
Один или свита	Квершлаг (гезенки): капитальные погоризонтные этажные	—	—	<i>з</i>	—	<i>н</i>	<i>п</i>
		—	—	—	<i>и</i>	—	<i>р</i>
		<i>с</i>	<i>д</i>	—	<i>к</i>	—	<i>с</i>

Примечание: буквы *a—e* соответствуют обозначениям на рис. 10.

зависимо от числа рабочих пластов в шахтном поле, мощности и угла падения этих пластов, мощности наносов и глубины разработки, производственной мощности шахты и т. д. (рис. 10, *e—к*).

В соответствующих горно-геологических условиях проходят наклонные стволы, что обеспечивает определенные экономические и технические выгоды по сравнению со вскрытием вертикальными стволами (рис. 10, *a—д*). При сложном рельефе поверхности (гористая или сильно пересеченная местность) часто единственно возможным способом вскрытия месторождения является проведение штолен (рис. 10, *л—н*).

При комбинированных способах вскрытия применяют разнотипные главные вскрывающие выработки, например, вертикальные и наклонные стволы (рис. 10, *o—с*). Наклонный ствол используют для выдачи угля на поверхность, а вертикальный — для спуска — подъема людей, грузов и пр.

Главные вскрывающие выработки могут занимать различное положение по отношению к вскрываемому пласту и элементам его залегания. Так, вертикальные стволы обычно пересекают породы и пласты полезного ископаемого при горизонтальном, пологом и наклонном их залегании. Наклонные стволы обычно проходят по пласту и, как исключение, по породам лежащего или висящего бока. Положение штольни зависит от того, как расположен пласт по отношению к участку земной поверхности, удобному для ее заложения. Штольня может быть пройдена как по пласту, так и по породе лежащего или висящего бока, по простиранию (рис. 10, *н*) или вкрест простирания их (рис. 10, *л, м*).

Стволы сооружают сразу на полную глубину или до определенного горизонта с последующей углубкой. В связи с этим различают

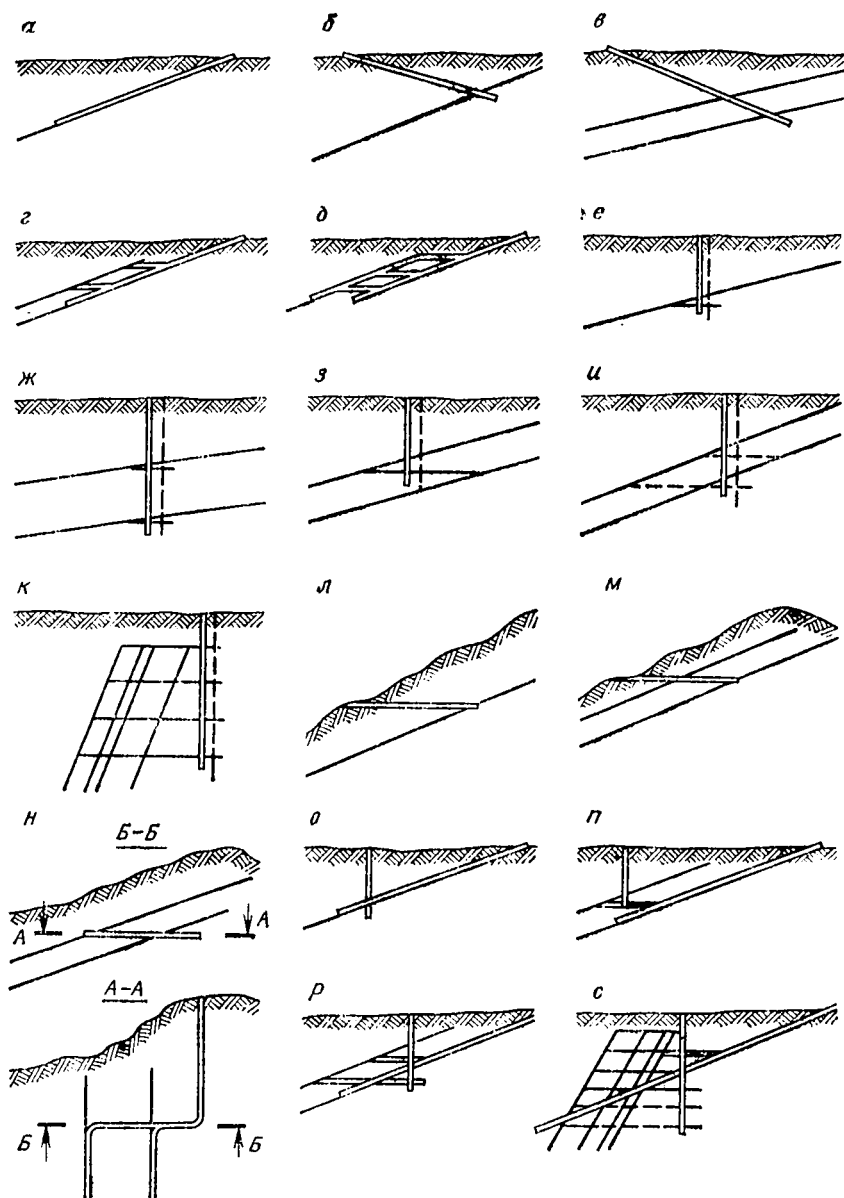


Рис. 10. Схемы вскрытия

вскрытие с одним (рис. 10, з) или несколькими транспортными горизонтами (рис. 10, к).

Под транспортным горизонтом условимся подразумевать совокупность выработок, расположенных на одном

уровне и предназначенных для осуществления транспортных и других операций, необходимых для ведения горных работ.

По числу транспортных горизонтов способы вскрытия шахтных полей вертикальными стволами делятся на одnogоризонтные и многогоризонтные. При одnogоризонтных способах запасы шахтного поля отрабатывают на один транспортный горизонт, время службы которого соответствует сроку существования шахты. Многогоризонтные способы вскрытия предусматривают наличие двух и более транспортных горизонтов. При этом различают варианты: без периодической углубки стволов с одновременной работой транспортных горизонтов (рис. 10, ж); с периодической углубкой стволов и последовательной работой горизонтов (рис. 10, и).

При вскрытии шахтных полей наклонными стволами практически возможны только многогоризонтные способы, кроме случая расположения стволов в породах висячего бока. При вскрытии штольнями применяют только одnogоризонтные способы вскрытия.

Для вскрытия пластов, кроме главных, используют вспомогательные вскрывающие выработки — квершлагги, гезенки или сочетания из различных выработок. Выбор типа вспомогательной вскрывающей выработки зависит от числа пластов, угла их падения и расстояния между ними.

В зависимости от того, какую часть шахтного поля обслуживают вспомогательные вскрывающие выработки, последние подразделяют на капитальные, панельные, погоризонтные и этажные. Если квершлаг (гезенк или породный скат) обслуживает все шахтное поле и, следовательно, срок его службы равен времени существования шахты, его называют капитальным независимо от способа подготовки шахтного поля. Если квершлаг обслуживает только одну или две смежные панели (бремсберговую или уклонную), он называется панельным. Квершлаг при блоковой подготовке шахтного поля называется блоковым.

Погоризонтные квершлагги обслуживают горные работы в пределах одного горизонта независимо от способов его подготовки. Наконец, под этажными подразумеваются квершлагги, которые обслуживают горные работы в пределах одного этажа.

Следует отметить, что рассмотренных выше признаков достаточно, чтобы полностью охарактеризовать тот или иной способ вскрытия. Такой признак, как угол падения пласта, не вносит специфики в способ вскрытия. Он лишь предопределяет преимущественное распространение одного из них, например, вскрытие наклонными или вертикальными стволами, капитальными или этажными квершлаггами.

Графическим изображением способа вскрытия является схема вскрытия. Она представляется в виде проекции горных выработок на вертикальную, горизонтальную (или наклонную) плоскости. На вертикальную плоскость, проводимую вкрест простирания месторождения, проектируют пласты, а также главные и вспомогательные вскрывающие выработки (вертикальная схема вскрытия).

На горизонтальную плоскость проектируют выработки транспортного горизонта, включая стволы и околоствольные дворы, пластовые и полевые выработки, проведенные между транспортным и вентиляционным горизонтами. Схема вскрытия включает и выработки вентиляционного горизонта, которые также проектируются на вертикальную и горизонтальную плоскости.

Выделение перечисленных проекций схемы вскрытия удобно при анализе и синтезе вариантов способов вскрытия и подготовки шахтного поля.

§ 16. Расположение вертикальных стволов в шахтном поле

При проектировании шахты большое значение имеет правильный выбор места заложения стволов в шахтном поле, так как от этого зависят суммарная длина главных выработок, а следовательно, затраты на их проведение и поддержание; расходы на транспортирование грузов, на проветривание горных выработок; потери полезного ископаемого в охранных целиках около стволов.

Расположение главного ствола по падению шахтного поля. По падению главный ствол может быть пройден (рис. 11): у верхней границы шахтного поля *I*, у нижней границы *II* и, наконец, в любом месте между положениями *I* и *II*, например, где-то в средней части *III*.

Расположение ствола у нижней границы шахтного поля не рассматривается, поскольку ему присущи явные крупные недостатки: максимальная глубина стволов, а следовательно, и наибольшие первоначальные капитальные затраты при строительстве шахты, более длительные сроки строительства; дополнительные расходы на подъем и водоотлив по вертикальному стволу.

При расположении ствола у верхней границы шахтного поля перечисленные недостатки отпадают, однако появляются другие. Так, при размерах шахтного поля по падению более 1200 м ходки, оборудованные канатным подъемом для вспомогательного транспорта и для спуска и подъема людей, приходится проводить ступенчатыми, необходимо иметь две или более подъемные установки и передавать груз с одного ходка на другой, что усложняет и удорожает работу подземного транспорта. Увеличиваются расходы на поддержание

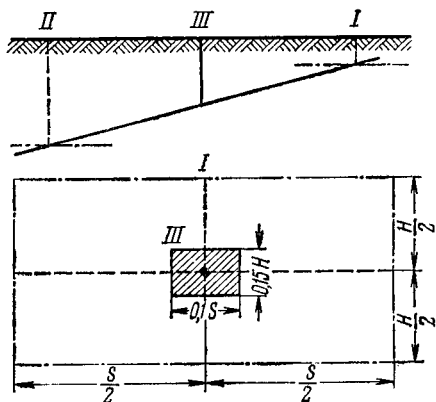


Рис. 11. Возможное положение главного вертикального ствола по падению шахтного поля

уклонов и ходков, которые, будучи расположенными в целиках угля ограниченных размеров, испытывают влияние обрушенных пород. Ухудшаются условия проветривания очистных и подготовительных забоев вследствие большой длины горных выработок, по которым должен пройти воздух до выхода на поверхность, а также в результате его утечек через всевозможные сбойки и другие выработки между уклонами и ходками.

Наиболее рационально в экономическом и техническом отношении расположение ствола в пункте *III*, при котором главный ствол делит шахтное поле на два примерно равных горизонта, т. е. размеры бремсбергового и уклонного полей примерно равны и имеют умеренную длину (1000—1200 м). Если же шахтное поле делят на три и более горизонтов, то стволы первоначально проходят до первого горизонта.

Расположение главного ствола по простираению шахтного поля. По отношению к простираению главный ствол может быть расположен или около одной из границ шахтного поля (при однокрылом шахтном поле), или же на линии, делящей шахтное поле на две примерно равные части (при двукрылом шахтном поле).

Предпочтение следует отдавать, как правило, двукрылым шахтным полям. В этом случае очистные работы можно вести в двух крыльях, что вдвое увеличит фронт очистных забоев. В отдельных случаях крылья шахтного поля по длине могут быть существенно различными. Однако это приведет к быстрой выработке одного крыла по сравнению с другим и, как следствие, к разбросанности работ на нескольких этажах или горизонтах и усложнению схемы транспортирования грузов; кроме того, это увеличит объем работы подземного транспорта и расходы на поддержание штреков. Расчеты показывают, что объем работ по транспортированию угля и по поддержанию этажных штреков при однокрылом шахтном поле в 2 раза больше, чем при двукрылом.

Однако установлено, что если главный ствол будет пройден с отклонением от средней линии к любой из четырех границ на 5—8% от соответствующего размера шахтного поля, то это существенно не повлияет на суммарные расходы по поддержанию выработок и транспортированию грузов. Таким образом, местом заложения ствола является не точка, а некоторая область в виде прямоугольника со сторонами $0,1 S$ и $0,15 H$ (см. рис. 11).

Расположение главного ствола вкрест простираения месторождения определяется рядом факторов, в том числе: расстоянием между крайними пластами свиты по горизонтали; расстоянием между отдельными смежными пластами внутри свиты; углом падения пластов и др. При этом ствол необходимо заложить таким образом, чтобы уменьшить объем работы подземного транспорта, снизить длину квершлаггов, сократить потери полезного ископаемого в предохранительных целиках и исключить деформации стволов под влиянием горных работ.

При вскрытии горизонтальных, пологих и наклонных пластов главный ствол преимущественно располагается в породах висячего бока и внутри свиты, пересекая отдельные пласты. И только нижний участок ствола при многогоризонтном способе вскрытия в отдельных случаях может располагаться в породах лежачего бока свиты. Что касается определения минимального объема работы подземного транспорта, то с этих позиций задача выбора места заложения главного ствола математически точно и строго решается методом Р. А. Селецкого и Л. Д. Шевякова. Однако при механизированной доставке грузов даже существенное смещение стволов влево или вправо от оптимального положения не вызывает заметного увеличения затрат на подземный транспорт.

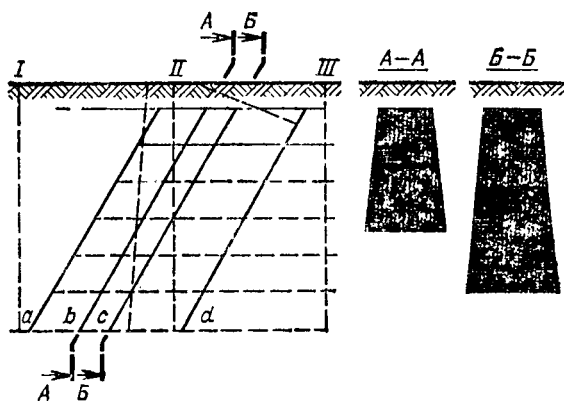


Рис. 12. Расположение главного ствола вкострости месторождения при вскрытии крутых пластов

Решающее влияние на выбор места заложения ствола оказывает привязка околоствольного двора к квершлагу: стволы должны быть пройдены таким образом, чтобы выработки околоствольного двора располагались в устойчивых, крепких породах с учетом влияния и других факторов.

При вскрытии свиты крутонаклонных и крутых пластов главный ствол можно заложить в висячем боку свиты I (рис. 12), где-то между крайними пластами II и, наконец, в лежащем боку свиты III.

Первый из этих вариантов отпадает, так как даже при отработке запасов первых этажей и оставлении охранных целиков больших размеров стволы могут попасть в зону влияния очистных работ и получают опасные деформации.

Внутри свиты стволы могут быть заложены в широкой области, например, между пластами *b* и *d*. При этом суммарная длина квершлагов будет минимальной, а объем работы транспорта по ним — наименьший. Однако и в этом случае для предотвращения дефор-

маций стволов и квершлагов под влиянием очистных работ необходимо оставление охранных целиков значительных размеров.

При расположении стволов в лежащем боку необходимы более длинные этажные квершлагги, в результате чего затраты на их проведение и на транспортирование угля по ним получаются больше, чем при расположении стволов внутри свиты. Однако при таком расположении стволов отсутствуют потери полезного ископаемого в предохранительных целиках, а сами стволы не подвергаются деформациям под влиянием очистных работ. Поэтому при вскрытии крутонаклонных и крутых, особенно мощных пластов, когда потери полезного ископаемого в предохранительных целиках могут достичь

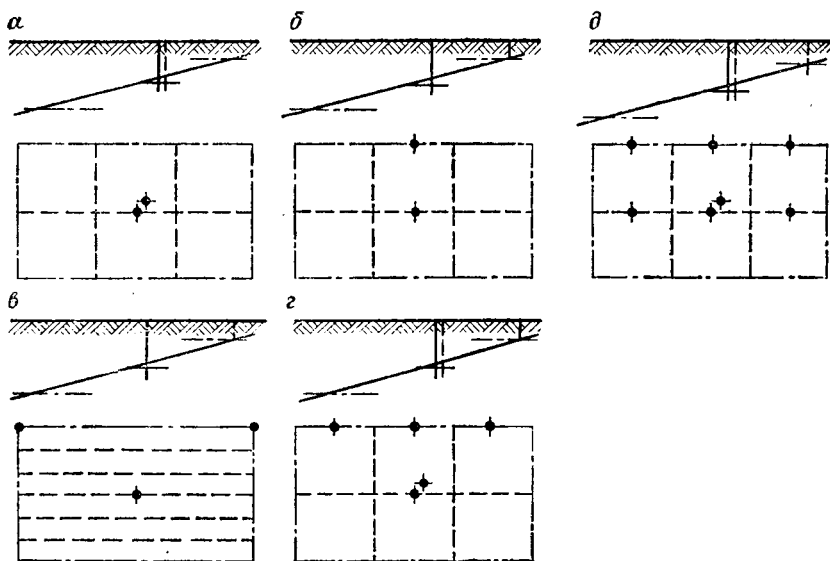


Рис. 13. Взаимное расположение главного и вспомогательного стволов в пределах шахтного поля:

а — центральное; б — центрально-отнесенное; в — фланговое; г — комбинированное; д — секционное

больших размеров, а влияние подработки сказывается особенно сильно, стволы закладывают в лежащем боку свиты.

Расположение вспомогательного ствола. Шахта должна иметь не менее двух отдельных выходов на поверхность (§ 28 ПБ). Поэтому, кроме главного, сооружают один или несколько вспомогательных стволов. По отношению к главному вспомогательный ствол может иметь центральное, центрально-отнесенное, фланговое, комбинированное и секционное расположение.

При центральном расположении (рис. 13, а) оба ствола шахты размещены в центре шахтного поля. Расстояние между их осями принимают равным 20 и 70 м или 50 и 55 м.

При центрально-отнесенном расположении (рис. 13, б) вспомогательный ствол пройден у верхней границы шахтного поля, его используют главным образом для отвода исходящей струи воздуха из шахты на поверхность.

При фланговом расположении (рис. 13, в) главный ствол сооружен в центре шахтного поля, а вспомогательные — на флангах у верхней границы. Стволы выполняют те же функции, что и при центрально-отнесенном расположении.

При комбинированном расположении (рис. 13, г) в центре шахтного поля имеются два (реже три) ствола. Кроме того, у верхней границы шахтного поля в центре, на флангах, на каждую панель или группу панелей сооружают дополнительные вентиляционные стволы или шурфы. Центральные стволы выполняют все транспортные функции и служат для подачи свежего воздуха в шахту (кроме ствола, оборудованного скиповым подъемом). Вентиляционные стволы используют для отвода исходящей струи воздуха из шахты.

При секционном расположении (рис. 13, д) главный и вспомогательный стволы сооружаются в центре одного из блоков, другие же блоки имеют свои вентиляционные центральные или центрально-отнесенные стволы.

Центрально-отнесенное и фланговое расположение имеют тот недостаток, что вспомогательные стволы невозможно использовать для спуска — подъема и компактно расположить технические здания на поверхности. Положительным является возможность применения рациональной прямоточной схемы проветривания выработок в бремсберговой части шахтного поля.

Достоинства центрального расположения стволов: компактность размещения технологического комплекса поверхности; наличие общего предохранительного целика полезного ископаемого для охраны стволов и технологического комплекса от вредного влияния очистных работ; возможность быстрого соединения (сбойки) стволов выработкой на горизонте околоствольного двора, что обеспечивает нормальные условия для проветривания забоев проводимых выработок и позволяет расширить фронт работ в период дальнейшего строительства шахты; возможность использования вспомогательного ствола для углубки стволов.

Однако при центральном расположении двух стволов не обеспечиваются условия для надежного и безопасного проветривания выработок при разработке пологих весьма газоносных пластов и пластов, склонных к внезапным выбросам или суффлярным выделениям метана.

Поэтому при строительстве современных крупных шахт, как правило, применяют комбинированное и секционное расположение стволов, которое сочетает в себе преимущества центрального, центрально-отнесенного или флангового их расположения.

Центральное расположение главных стволов в основном применяют при вскрытии горизонтальных, крутонаклонных и крутых

пластов, а также в отдельных случаях пологих пластов при углах наклона не более 10° .

Кроме перечисленных, на выбор места заложения стволов существенно влияет ряд горно-геологических факторов, например, мощность наносов, наличие крупных геологических нарушений, карстовых пустот и пливунов. Стволы должны быть заложены так, чтобы обеспечить их сооружение до конечной глубины в наиболее благоприятных условиях. Пересечение стволами пливунов, обводненных пород удорожает их сооружение. Пливуны часто не имеют постоянной мощности, а иногда залегают в виде отдельных линз. Поэтому перед заложением стволов бурят дополнительные контрольные скважины для уточнения места, где нет пливунов или же они имеют минимальную мощность. При пересечении стволами нарушенных пород, особенно если выработанное пространство заполнено водой или метаном, а процесс оседания пород еще не закончился, расходы на сооружение стволов, а также поддержание крепи в исправном состоянии в период эксплуатации существенно возрастают, а процесс проведения усложняется и становится небезопасным. Необходимо наличие ровной незастроенной поверхности для шахтной железнодорожной станции и технологического комплекса, обеспечивающей минимальный объем земляных работ при планировке площадки, удобный сток воды и благоприятные условия для проведения дорог.

§ 17. Одногоризонтный способ вскрытия пологих пластов вертикальными стволами

Современные шахты-новостройки имеют, как отмечалось выше, большую проектную мощность и длительный срок службы. Для обеспечения их необходимыми запасами шахтные поля имеют не только значительные размеры, но и включают обычно не один пласт, а свиту из нескольких пластов. Ниже основное внимание уделено рассмотрению способов вскрытия свиты пластов.

Предположим, что месторождение представлено свитой из нескольких пластов, из них показаны только верхний и нижний (рис. 14, а). Шахтное поле делится на две части — бремсберговую и уклонную, размеры которых не превышают 1000—1300 м, границей между ними является горизонтальная плоскость, т. е. плоскость откаточного горизонта.

Стволы 1 и 2, расположенные в центре, сооружают на такую глубину, чтобы нижняя их часть (зумпф) оказалась ниже откаточного горизонта. Зумпф вспомогательного ствола 1 имеет глубину 6—7 м и служит для сбора воды, стекающей по его крепи; зумпф главного ствола 2 глубиной 20—40 м используется для приема скипа и последующей загрузки его углем.

Глубину ствола (H_c) при ориентировочных расчетах можно определить по формуле

$$H_c = h_n + L_\sigma \sin \alpha + h_s, \text{ м}, \quad (7)$$

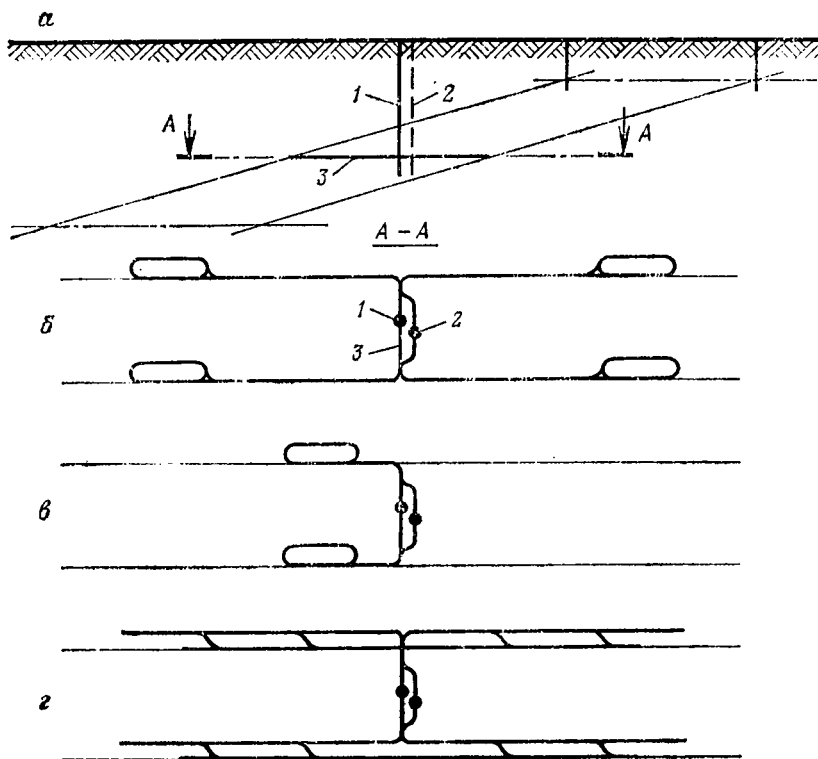


Рис. 14. Одногорizonтная схема вскрытия свиты пологих пластов вертикальными стволами и капитальным квершлагом:

a — вертикальная схема; *б, в, г* — горизонтальная, проекции соответственно при панельном, этажном и погоризонтном способах подготовки шахтного поля

где h_n — мощность наносов, или расстояние от земной поверхности до верхней границы шахтного поля; L_6 — наклонная длина бремсберговой части шахтного поля; h_a — глубина зумпфа.

При проектировании конкретной шахты глубину ствола определяют по разности высотных отметок между поверхностью и забоем зумпфа.

Место проведения стволов выбирают с таким расчетом, чтобы возможно было околоствольный двор, как отмечалось выше, соорудить в устойчивых породах, причем одна из его протяженных выработок может быть частью квершлага, с помощью которого и вскрывают все или только часть рабочих пластов свиты, достаточную для обеспечения проектной добычи шахты. В последнем случае дополнительный участок квершлага сооружают в период эксплуатации шахты.

Выбор дополнительной вскрывающей выработки (квершлага или гезенка) обычно определяется углом падения пластов, расстоянием между ними, а также числом совместно вскрывающих пластов. При залегании пластов под углом от 8° и до 18° применяют квершлаг, которые служат в течение всего срока службы шахты. Такие квершлаг называют капитальными.

Дальнейшее развитие сети горных выработок транспортного горизонта (рис. 14, б, в, г, проекции повернуты на 90°) и в плоскости пласта зависит от способа подготовки шахтного поля. При

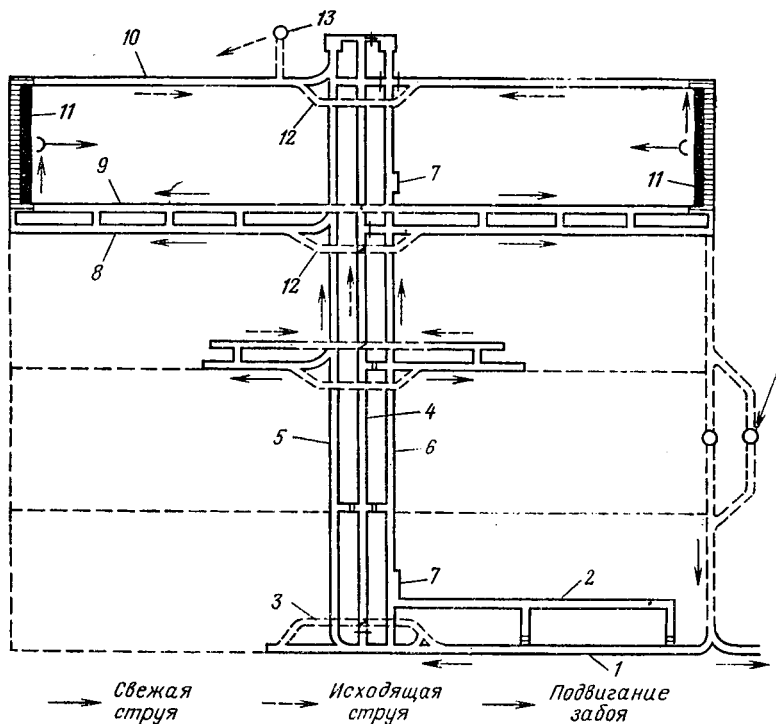


Рис. 15. Подготовка бремсберговой панели (проекция на плоскость пласта)

панельной подготовке шахтного поля от квершлага в оба крыла шахтного поля на каждый из пластов проводят заезды, которые несколько смещают один относительно другого по длине квершлага с таким расчетом, чтобы не создавать сложных сопряжений и участков выработок с повышенным горным давлением. Заезды соединяют квершлаг с главными штреками: откаточным 1 и вентиляционным 2 (рис. 15).

Откаточный штрек может быть и полевым. Первоначально откаточные штреки проводят на длину, несколько превышающую поло-

вину размера панели по простиранию. В средней части панели сооружают так называемую нижнюю приемно-отправительную площадку 3, обеспечивающую прием и отправку грузов, идущих от стволов к очистным забоям и обратно.

От приемно-отправительной площадки вверх по восстанию пласта проводят комплекс наклонных выработок: бремсберг 4 и два ходка 5 и 6. Расстояние между бремсбергом и ходками составляет 25—30 м. Один из ходков (5) используется для вспомогательного грузового транспорта и оборудуется одноконцевым канатным подъемом. Ходок со всеми штреками соединяют заездами, которые упрощают маневровые операции при передаче вагонеток с одной выработки на другую. Ходок заканчивается камерой для установки лебедки.

Другой ходок (6) используют для спуска и подъема людей в специальных вагонетках; он также заканчивается камерой. В нижней и верхней частях ходка оборудуют посадочные площадки — уширения 7.

Камеры ходков соединяют с бремсбергом короткими сбойками, которые служат вторыми запасными выходами и для обособленного проветривания.

От ходков в обе стороны проводят ярусные штреки: конвейерный 9, вспомогательный 8 и вентиляционный 10. У границы панели штреки соединяют разрезными печами 11, своего рода монтажными камерами для сборки механизированных комплексов. Ярусы отрабатываются обратным ходом и забои лав перемещаются в сторону наклонных выработок.

В местах пересечения наклонных выработок со штреками сооружают приемно-отправительные площадки; на вентиляционном горизонте — верхнюю, на горизонте вспомогательных штреков — промежуточную. Каждая приемная площадка имеет обычно обходные выработки 12, которые используются для передачи вагонеток с одного крыла панели на другое, а также для вентиляции, выполняя роль воздушных мостов — кроссингов.

Подготовка вентиляционного горизонта производится различными способами в зависимости от ряда факторов, в том числе: от расположения стволов и способа подготовки шахтного поля, от мощности наносов, угла падения пластов и расстояния между ними и пр.

С х е м а 1. На вентиляционном горизонте нет выработок, соединяющих вентиляционные штреки с поверхностью (рис. 16, а).

Схема может применяться в условиях, допускающих так называемую возвратноточную схему проветривания, когда возможно нисходящее движение исходящей из очистных забоев вентиляционной струи по выработкам с углами наклона менее 10° , а при углах наклона более 10° с соблюдением условий, предусмотренных § 186 ПБ (скорость движения воздуха должна быть не менее 1 м/с; крепь выработки должна быть негорючей, в ней не должно быть электрического оборудования и кабелей).

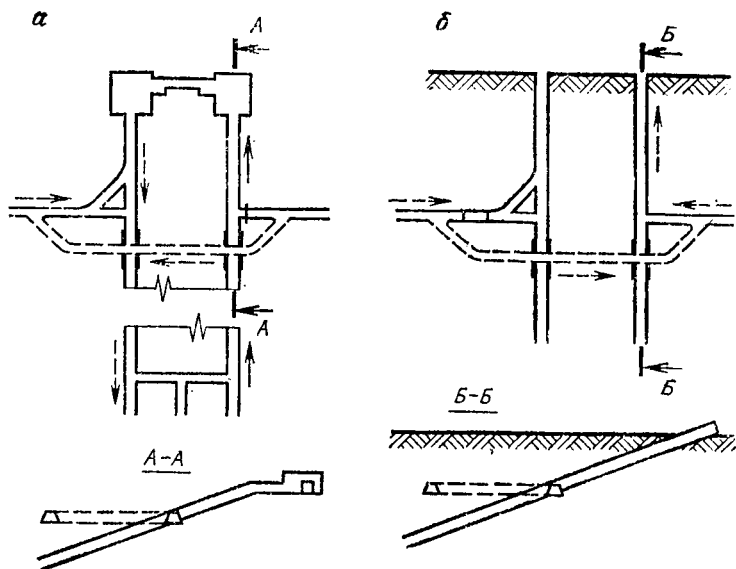


Рис. 16. Схемы подготовки вентиляционного горизонта

Схема 2. Ходки и бремсберг выходят непосредственно на земную поверхность (рис. 16, б). Схема применяется в том случае, когда верхняя граница шахтного поля проходит близко от поверхности (в 10—15 м) или когда для сокращения сроков строительства шахты одновременно проводятся выработки из нескольких точек (в том числе и бремсберг с ходками). В последнем случае на поверхности строится здание подъемной машины.

Схема 3. В непосредственной близости от бремсберга или ходка для каждой бремсберговой панели проводят вентиляционный шурф 13 (см. рис. 15), соединяющий вентиляционный штрек с поверхностью. Схема применяется при глубине шурфов 15—50 м, когда подготовка по схеме 2, связанной с проведением и поддержанием относительно длинных наклонных выработок от верхней границы шахтного поля до земной поверхности, обойдется дороже, чем сооружение подземной камеры с ходками и заездом, а также вентиляционного шурфа.

Схема 4. Проходят центральный вентиляционный ствол, который вентиляционным квершлагом соединяют с вентиляционными штреками, общим для всех бремсберговых панелей. Схема применяется в том случае, когда расстояние от земной поверхности до верхней границы шахтного поля более 50 м.

Вместо одного центрально-отнесенного вентиляционного ствола могут быть пройдены два фланговых (по одному на крыло), расположенных около общей границы двух смежных панелей.

Схема 5. У верхней границы шахтного поля проводят вентиляционный квершлаг, соединяющий выработки пласта с одним

из центральнорасположенных стволов, который используется для отвода исходящей струи воздуха на поверхность. Схема находит применение при вскрытии свиты крутых пластов, когда верхняя граница шахтного поля находится на значительной глубине от поверхности.

Все перечисленные выше выработки, предназначенные для вскрытия шахтного поля и подготовки пластов к очистной выемке, должны быть сооружены в период строительства шахты до ее сдачи в эксплуатацию. Для определения их суммарного объема желательно составлять специальную форму (табл. 3). При составлении формы применительно к рис. 13 и 14 условно были приняты: мощность пласта 1 м, расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля 30 м, угол падения пласта 15° , проектная мощность шахты 1,8 млн. т в год.

Глубина стволов определялась по формуле (7).

Объем околоствольного двора в свету для шахт, вскрытых вертикальными стволами, при ориентировочных расчетах может быть определен по формуле Ф. Т. Скуйбина

$$V_d = 2\sqrt[3]{A^2} + 0,001A, \text{ м}^3, \quad (8)$$

где A — годовая проектная мощность шахты, т.

При проектировании конкретной шахты и определении затрат на строительство объем околоствольного двора рассчитывается по элементам.

Диаметр ствола (D) определяется расчетом (см. § 3). По фактору проветривания диаметр ориентировочно можно определять по формуле

$$D \geq 0,0433 \sqrt{\frac{A_c q K}{v}}, \text{ м}. \quad (9)$$

Площадь поперечного сечения в свету F квершлага или другой выработки, по которой проходит общешахтное количество воздуха, будет

$$F \geq 0,00154 \frac{A_c q K}{v}, \text{ м}^2, \quad (10)$$

где A_c — суточная проектная мощность шахты, т; q — относительная метанообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$ суточной добычи; K — коэффициент запаса — 1,45—1,5; v — допустимая скорость движения воздуха по выработке, м/с.

После сдачи шахты в эксплуатацию ранее подготовленные очистные забои будут постепенно выбывать из числа действующих в связи с отработкой запасов яруса. Поэтому, чтобы поддерживать добычу по шахте на проектном уровне, необходимо проводить новые выработки. Так, по мере отработки первого яруса готовят вторую, затем третий ярус и т. д. по той же схеме, что и первый.

Во время отработки первой бремсберговой панели готовят вторую панель. Для этого главный штрек проводят до середины

Таблица 3

Выработки	Число вырабо- ток	Сечение в свету, м ²	Длина, м	Объем в све- ту, м ³
Капитальные выработки				
Ствол главный	1	28,2	320	9 040
Ствол вспомогательный	1	38,5	295	11 700
Околоствольный двор	1	25 350*	—	25 350
Квершлаг	2	11,2	150	3 360
Главный откаточный штрек	2	11,2	900	20 200
Главный вентиляционный штрек	2	5,6	900	10 100
Конвейерный бремсберг	2	4,5	1020	9 180
Грузовой ходок	2	5,6	1020	11 430
Людской ходок	2	5,6	1020	11 430
Приемные площадки:				
нижняя	2	1750*	—	3 500
промежуточная	2	1000*	—	2 000
верхняя	2	850*	—	1 700
Шурф	2	7,1	30	425
Итого:				119 415
Подготовительные выработки яруса				
Транспортный штрек	4	5,6	730	16 330
Конвейерный штрек	4	5,6	750	16 800
Вентиляционный штрек	4	5,6	730	16 330
Нарезные выработки	—	—	—	9 400
в том числе:				
разрезные печи 11 (см. рис. 14)	4	4,0	150	2 400
печи между штреками 8 и 9	60	2,0	10	1 200
между бремсбергами и ходками	40	2,0	50	4 000
между штреками 1 и 2	30	2,0	30	1 800
Итого:	—	—	—	58 860
Всего:	—	—	—	178 275
в том числе нарезных вы- работок	—	—	—	9 400

* в м³.

очередной панели, в пределах которой вновь сооружают весь комплекс наклонных и горизонтальных выработок.

По мере доработки запасов в бремсберговой части шахтного поля готовят к отработке первую уклонную панель, расположенную у границы шахтного поля, затем вторую и т. д.

Подготовку уклонной панели осуществляют следующим образом (рис. 17). Около главного откаточного 1 и вентиляционного 2

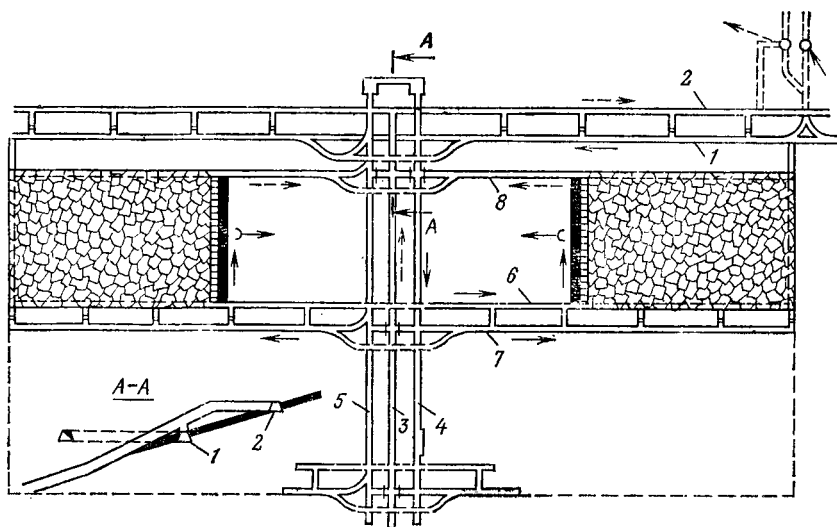


Рис. 17. Схема подготовки и отработки уклонной панели

штреков, где предполагается проведение уклона, оборудуют верхнюю приемно-отправительную площадку или для этого приспособляют нижнюю площадку бремсберга уже отработанной панели.

От главного штрека вниз по падению проводят уклон 3 и два хода 4, 5 до отметки откаточного горизонта первого яруса. От ходков в обе стороны, как и в бремсберговой панели, проводят ярусные штреки: конвейерный 6, вспомогательный (транспортный) 7 и вентиляционный 8. Между вентиляционным штреком 8 первого яруса и главным откаточным штреком 1 оставляют целик угля размером 30—40 м.

На границе каждого яруса около наклонных выработок сооружают так называемые нижние приемно-отправительные площадки. Вентиляционный горизонт также оборудуют упрощенной площадкой для вспомогательного транспорта.

По мере отработки запасов первого яруса уклон и ходки углубляют до откаточного горизонта второго, где вновь проводят ярусные штреки, и так до нижней границы панели.

Проветривание горных выработок. При выемке угля в выработки выделяются метан, углекислый газ, продукты взрыва взрывчатых веществ (ВВ), а также угольная и породная пыль. Для создания безопасных и гигиенических условий труда выработки необходимо проветривать, т. е. непрерывно подавать в шахту с поверхности свежий воздух, обеспечив при этом его движение в необходимом направлении и с требующейся интенсивностью. Это обеспечивается созданием перепада давления (депрессии) воздуха за счет механической энергии вентилятора. Вентилятор, установленный на воздухоподающем стволе, называют главным, а депрессию, которую

он создает, — общешахтной. Ее величина в зависимости от условий колеблется от 200 до 450 мм вод. ст. (§ 243 ПТЭ).

Различают **нагнетательный**, **всасывающий** и **комбинированный** способы проветривания. При нагнетательном проветривании давление воздуха на выходе из вентилятора, установленного на воздухоподающем стволе, больше атмосферного, которое сохраняется в устье воздуховыдающего ствола. При нагнетательном проветривании в случае аварийной остановки вентилятора давление воздуха в выработках падает, что может вызвать увеличение поступления в выработки метана и образование взрывоопасной среды. Поэтому этот способ рекомендуют применять на негазовых шахтах, а также на газовых шахтах до II категории по метану при разработке только первого горизонта.

При всасывающем способе проветривания создается разрежение воздуха по сравнению с атмосферным в устье воздуховыдающего ствола. Поэтому в случае остановки вентилятора воздух с поверхности будет поступать в горные выработки и тем самым замедлять процесс их загазирования. Всасывающий способ применяют, как правило, на газовых шахтах (§ 242 ПТЭ). При этом может использоваться как одна центральная вентиляторная установка, так и несколько, установленных на центрально-отнесенных или фланговых стволах.

При нагнетательно-всасывающем способе проветривания имеются два последовательно работающих вентилятора, установленных в воздухоподающем и воздуховыдающем стволах. Этот способ применяют при разработке склонных к самовозгоранию углей и руд и значительной протяженности горных выработок.

В зависимости от числа и взаимного расположения выработок, по которым подается свежая и отводится исходящая струи воздуха, с учетом способа работы вентилятора возможны различные **схемы проветривания**. Различают центральные, фланговые, центрально-фланговые и секционные схемы.

При **центральной** схеме проветривания стволы располагаются центрально-сдвоенно или центрально-отнесенно. Так как при центральной схеме воздух движется по параллельным выработкам, но в противоположном направлении, ее называют также **возвратноточной**. Центральную схему проветривания применяют при разработке шахтных полей небольших размеров (§ 241 ПТЭ).

При **фланговой** схеме проветривания воздуховыдающие стволы располагают на верхних границах шахтного поля, панели или блока. При этом воздух движется по горизонтальным выработкам по всей длине крыла в одном направлении. В связи с этим фланговую схему называют также **прямоточной**. Ее применяют при значительной длине шахтного поля по простиранию на шахтах III категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также при разработке пластов, залегающих неглубоко от поверхности земли.

Центрально-фланговая схема. В ней сочетаются центральные и фланговые схемы, а потому называется также комбинированной. Она применяется при обособленном проветривании участков, расположенных в центральной части шахтного поля и на его флангах, например, при панельной подготовке, когда в пределах горизонта располагается нечетное число панелей.

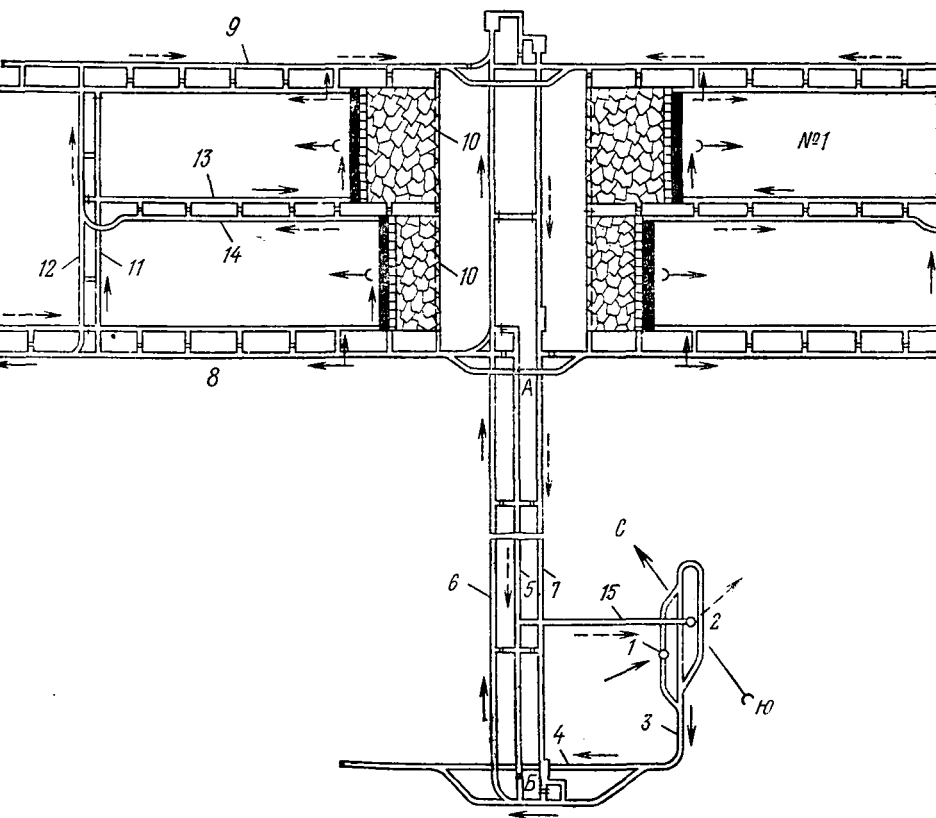
Секционная схема проветривания применяется при блоковой подготовке шахтного поля, когда для проветривания очистных и подготовительных забоев в пределах блока имеется самостоятельная, независимая сеть выработок, включая воздухоподающие и воздуховыдающие стволы. Направление движения воздуха при этом может быть прямоточным или возвратноточным.

Проветривание горных выработок в бремсберговой части может осуществляться по различным схемам. Предположим, что выработки в бремсберговых панелях проветриваются по центрально-отнесенной, т. е. возвратноточной схеме (см. рис. 15). Воздух через вспомогательный ствол, выработки околоствольного двора и квершлаг выходит на главный откаточный штрек 1 и разделяется на крылья шахтного поля. По штрекам воздух доходит до панельных ходков 5, 6 и по ним поднимается до ярусных конвейерных штреков 8, 9. Бремсберг в вентиляционном отношении желательно делать нейтральным или использовать для отвода исходящей струи. Как правило, следует избегать подачи свежего воздуха по основным конвейерным выработкам, чтобы не сдувалась угольная пыль с конвейерной ленты при перегрузке угля с конвейера на конвейер.

По ярусным конвейерным штрекам воздух доходит до лавы 11, поднимается затем вверх и поступает в вентиляционный ярусный штрек 10, по которому направляется в вентиляционный шурф 13 (ствол или квершлаг), оборудованный вентилятором. Часть воздуха по ходку уходит вверх для проветривания камер, что необходимо не только для удаления метана, но и для снижения температуры воздуха, который усиленно нагревается от электродвигателей лебедок.

Исходящая струя воздуха от проветривания подготовительных забоев ярусных штреков поднимается вверх по бремсбергу и уходит в шурф.

Проветривание горных выработок в уклонных панелях осуществляется по следующей схеме: с главного штрека 1 (см. рис. 17) свежий воздух по ходку 4 проходит вниз до ярусных штреков 6 и 7, поступает по ним в оба крыла панели и далее в очистные забои, а затем по вентиляционным ярусным штрекам 8 выходит на уклон и людской ходок 5. Дальнейший путь исходящей струи воздуха может быть двояким. Из крайних уклонных панелей, когда расстояние до центрального вентиляционного ствола более 2,5—3 км, воздух может быть выведен на поверхность по ходку отработанной бремсберговой панели и шурфу (см. рис. 15). Однако поддержание длинных вентиляционных сбоек, находящихся в целиках ограниченных размеров, обходится дорого. Поэтому при отработке



запасов уклонной панели, расположенной близко от центральных стволов, исходящая струя воздуха выводится в вентиляционный главный штрек 2, затем в главный ствол и через него на поверхность (см. рис. 17). Исходящая струя воздуха от проветривания забоев ярусных штреков поднимается вверх по панельному уклону.

Транспортирование угля в пределах панели осуществляется с применением полной конвейеризации: из очистного забоя 11 (см. рис. 15), по конвейерному штреку 9 до бремсберга 4 (или уклона), а по нему в главный откаточный штрек 1. По штреку уголь в вагонетках грузоподъемностью 3 т и более доставляется электровазонами в околоствольный двор. По главному стволу уголь на поверхность поднимается преимущественно в скипах — металлических сосудах, автоматически загружающихся в околоствольном дворе и автоматически разгружающихся на поверхности.

Скиповым подъемом оборудуется тот ствол, по которому выдается на поверхность исходящая струя воздуха. В этом случае облако пыли, образующееся в нижней части ствола при загрузке скипов углем из бункера, подхватывается исходящей струей воздуха и выносится на поверхность.

При вскрытии вертикальными стволами и этажной подготовке шахтного поля (рис. 18) от стволов 1, 2 и капитального квершлага 3 проводят главный откаточный штрек 4, пластовый или полевой, в одно из крыльев шахтного поля на длину около 150 м. Этого расстояния достаточно для маневровых операций по загрузке составов вагонеток углем около капитального бремсберга 5. Последний проходят по восстанию пласта с двумя параллельными ходками 6 и 7. Поскольку ходки используются для вспомогательного транспорта, они заканчиваются камерами для лебедок.

От капитального бремсберга в обе стороны проводят этажные откаточные 8 и вентиляционные 9 штреки. В зависимости от направления отработки этажей в шахтном поле разрезные печи 10 проводят от капитальных ходков на расстоянии 40—50 м при прямом порядке отработки этажа или у границы шахтного поля — при обратном. Если этаж делится на выемочные поля, то до сдачи шахты в эксплуатацию готовят первые выемочные поля. Для этого этажные штреки проводят на длину 800—1000 м, а для обслуживания верхних лав сооружают промежуточные бремсберги 11, ходки 12 и штреки 13, 14. Разрезные печи 10 при изображенном на рис. 18 расположении выработок пройдены около капитальных ходков. В местах пересечения наклонных выработок со штреками оборудуют приемно-отправительные площадки. Подготовка вентиляционного горизонта производится по одной из ранее описанных схем.

К моменту окончания очистных работ в пределах первого выемочного поля должно быть подготовлено второе выемочное поле и т. д. После отработки запасов первого этажа очистные работы переходят на второй этаж, для чего вновь проводят весь комплекс выработок, кроме вентиляционного штрека. В качестве вентиляционного используют бывший откаточный штрек 8.

При отработке запасов последнего этажа в бремсберговой части шахтного поля заблаговременно готовят первый этаж уклонной ступени, для чего проводят на длину этажа капитальный уклон и два ходка. Дальнейшая подготовка этажа осуществляется по ранее описанной схеме.

Проветривание выработок может производиться по различным схемам. Рассмотрим в качестве примера центральную (возвратно-точную) схему (см. рис. 18). По стволу 1 свежая струя воздуха поступает в околоствольный двор, затем через участок квершлага 3 выходит в главный откаточный штрек 4, в ходок 6 и по нему доходит до этажного откаточного штрека 8. Здесь воздух разделяется на три потока, два из них поступают в крылья шахтного поля, а третий поднимается вверх для проветривания камер.

Струя воздуха, поступившая на откаточный штрек 8, разделяется на три части: первая уходит через вентиляционную сбойку в нижнюю лаву, вторая через промежуточный бремсберг 11 и промежуточный штрек 13 поступает в верхнюю лаву, а третья используется для проветривания забоев откаточного штрека. Исходящая струя из нижней лавы через промежуточный вентиляционный штрек 14 и ходок 12, а из верхней — непосредственно, поступает в этажный вентиляционный штрек 9, а по нему выходит к ходку 7. По ходку 7 воздух спускается вниз до вентиляционной сбойки 15, проведенной по пласту полезного ископаемого на горизонте пересечения его скиповым стволом 2, по которому воздух выходит на поверхность.

Вентилятор установлен вблизи ствола 2, с которым он соединен специальным каналом. Закрытое со всех сторон надшахтное здание изолирует ствол от окружающей атмосферы, исключая подсос воздуха в канал вентилятора.

Для предотвращения коротких токов струи воздуха и больших утечек в ходке 7 внизу установлены вентиляционные двери. Поскольку ходок оборудован механическими средствами для спуска и подъема людей, вагонетки останавливают выше горизонта откаточного штрека. Поэтому вентиляционные двери не будут служить помехой для транспортных операций. Если бремсберг 5 оборудован ленточным конвейером, его также используют для выдачи исходящей струи воздуха.

Транспортирование полезного ископаемого на поверхность осуществляется следующим образом. Добытый в нижних очистных забоях уголь поступает непосредственно в этажный откаточный штрек, а из верхних лав доставляется с помощью конвейеров, установленных в промежуточных штреке 13 и бремсберге 11. По этажным штрекам при помощи электровозов уголь в вагонетках транспортируется к капитальному бремсбергу, а по нему ленточным конвейером спускается в главный штрек, где вновь грузится в вагонетки и через квершлаг и выработки околоствольного двора доставляется к скиповому стволу.

Для перегрузки угля из вагонеток на ленточный конвейер бремсберга ниже обходной выработки промежуточной приемной площадки сооружается специальный приемный бункер А. Для загрузки угля в вагонетки на главном штреке 4 под бремсбергом 5 (см. узел Б на рис. 18) также сооружается специальное загрузочное устройство с бункером.

При длине шахтного поля по простиранию 3—4 км возможна полная конвейеризация доставки угля от забоя до ствола. Однако при конвейерном транспорте, обладающем высокой пропускной способностью, но только в одном направлении, необходимо применение совместно с ним других видов вспомогательного транспорта.

При горизонтальной подготовке шахтного поля от стволов 1, 2 и квершлага 3 проводят откаточный полевой штрек 4 (рис. 19), располагая его в устойчивых породах, поскольку он является главной магистральной выработкой, срок службы которой равен времени отработки двух горизонтов, а длина — размеру шахтного поля по простиранию. Полевой штрек может быть групповым и обслуживать отдельную свиту сближенных пластов.

Параллельно полевому проводят и пластовые штреки 5, которые используются для вспомогательного транспорта и необходимы для

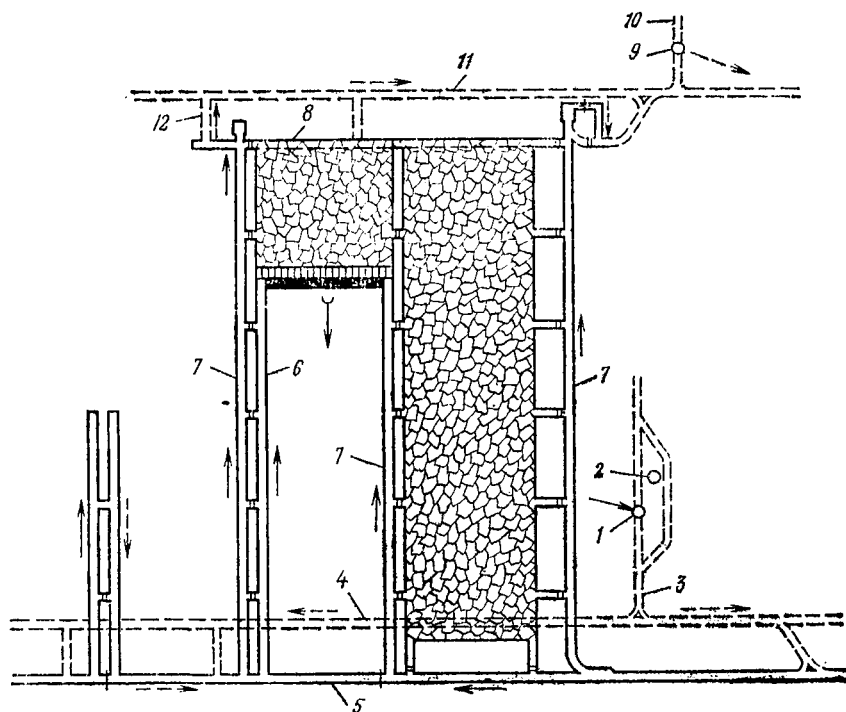


Рис. 19. Вскрытие пологих пластов вертикальными стволами при погоризонтной подготовке шахтного поля

проведения конвейерных бремсбергов 6 и вентиляционных ходков 7 в пределах выемочных столбов. По мере отработки столбов пластовые штреки 5 погашают, если нет необходимости использовать их для подачи свежего воздуха на крыло, например, при разработке весьма газоносных пластов.

Первоначальная длина главных штреков (ко времени сдачи шахты в эксплуатацию) должна обеспечивать условия для проведения наклонных выработок. Ходки и бремсберги проводят комплектами: для первого столба три, а для последующих два, если нарезают одинарные столбы. Расстояние между наклонными выработками определяется длиной лавы, которая может быть равной 180—200 м.

Выемочные наклонные выработки 6 и 7 проводят до верхней границы шахтного поля, где соединяют их разрезными печами 8. Таким образом, очистной забой перемещается вниз, по падению пласта. Здесь же сооружают выработки вентиляционного горизонта: ствол 9, квершлаг 10, штреки 11, соединяемые с наклонными выработками короткими квершлагами 12.

Главный вентиляционный штрек целесообразно проводить левым. В период эксплуатации шахты для увеличения фронта очистных забоев основные штреки (откаточный и вентиляционный) можно провести со значительным опережением и дополнительно подготовить выемочные столбы, разрабатывая их через один, с последующим погашением пропущенных столбов.

Схема проветривания выработок показана стрелками на рис. 19. Характерной ее особенностью является прямоточность струи воздуха по выработкам выемочного столба и обособленное проветривание мест выделения метана: забоев подготовительных выработок, очистного забоя, выработанного пространства и конвейерных бремсбергов, где метан выделяется из отбитого угля, находящегося на ленте конвейера.

Транспортирование угля из лавы производится конвейерами по выемочным бремсбергам на основной горизонт и далее в вагонетках электровозами по главному штреку и квершлагоу к стволу.

После выемки запасов бремсберговой части шахтного поля уклонную часть отрабатывают выемочными столбами, расположенными по падению пласта по отношению к главному откаточному штреку. Забой лав при этом будут перемещаться вверх, по восставанию пласта.

Для вентиляции и водоотлива вспомогательный центральный ствол необходимо будет углубить до отметки нижней границы шахтного поля, провести вентиляционный квершлаг и штреки, соорудить околоствольный двор для выполнения только вспомогательных операций. Вентиляционный штрек выполняет и роль дренажного, собирая воду, стекающую из выработанного пространства. Вода по штреку и квершлагоу направляется в водосборник околоствольного двора.

Все выше изложенное относится не только к свите, но и к вскрытию одного пласта. Некоторое отличие будет иметь место только в

том случае, если привязка околоствольного двора производится не к квершлагу, когда последний отсутствует, а к откаточному штреку.

Одноразностную схему вскрытия вертикальными стволами и капитальным квершлагом целесообразно применять при углах падения пластов от 8° до 18° , при размерах шахтного поля по падению не более 2,4—2,5 км, когда бремсберговая и уклонная части шахтного поля могут быть выработаны на одноступенчатую наклонную выработку. Число пластов в шахтном поле и расстояние между ними не лимитируются. Производственная мощность шахты — до 1,2—1,5 млн. т в год.

Основные преимущества данного способа вскрытия — большой срок службы рабочего горизонта, равный сроку существования шахты, его простота и отсутствие необходимости в углубке стволов в период эксплуатации шахты.

Недостатком же его является широкое применение наклонных выработок, условия эксплуатации которых менее благоприятны, чем, например, горизонтальных. Эти недостатки особенно ощутимы, когда по каким-либо причинам уклоны оказываются ступенчатыми, а в качестве вспомогательного транспорта используется малопроизводительная, трудоемкая и небезопасная при эксплуатации канатная откатка; имеют место также большие утечки воздуха при движении его по наклонным выработкам в противоположных направлениях, а также значительная общешахтная депрессия.

§ 18. Многогоризонтное вскрытие пологих пластов

Шахтное поле по падению делят на три-четыре ступени. Размер каждой ступени (горизонта) по падению не должен быть более 1000—1200 м, а его запасов для разработки должно хватать не менее чем на 15 лет.

Стволы первоначально проходят только до отметки первого горизонта, а пласты вскрывают откаточным квершлагом 1 (рис. 20). На него отрабатывают запасы бремсберговой части. По мере отработки этих запасов стволы заблаговременно углубляют до второго горизонта, а пласты вновь вскрывают откаточным квершлагом 2. В связи с этим квершлаг и получили название погоризонтных. При отработке запасов второго горизонта квершлаг 1 используется как вентиляционный.

Путем углубки стволов и проведения погоризонтных квершлагов вскрывают запасы третьего горизонта и т. д. Для отработки запасов последнего горизонта нет необходимости углублять стволы и сооружать дорогостоящие околоствольные дворы, проводить квершлаг и пр. Эти запасы следует отрабатывать на откаточные выработки предпоследнего горизонта с использованием уклонных работ, если угол падения пластов не превышает 18° .

Рассматриваемая схема вскрытия имеет то преимущество, что даже при значительных размерах шахтного поля по падению (до

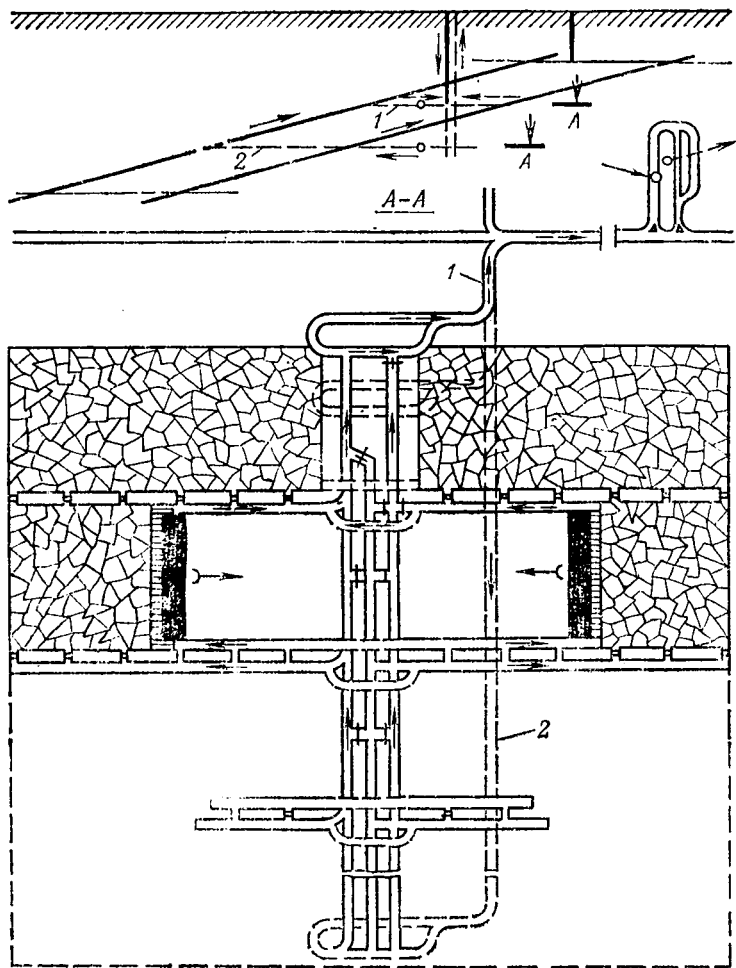


Рис. 20. Многогоризонтное вскрытие свиты пологих пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами

4 км и более) отдельные его части, отрабатываемые на погоризонтные квершлагги, следовательно, и наклонные выработки имеют умеренную длину (1000—1200 м).

Недостатками же (кроме отмеченных в § 17) являются необходимость периодических углубок стволов и трудность их осуществления в условиях эксплуатации шахты. При этом подготовка нового горизонта должна производиться таким образом, чтобы не снижались добыча по шахте и технико-экономические показатели ее работы. Для этого необходимо при наличии двух центральных стволов в одном из них иметь углубочно-подготовительное отделение,

оборудованное специальным одноклетевым подъемом с противовесом на большегрузную вагонетку, или же пройти третий ствол, что обычно практикуется при реконструкции старых шахт.

Рассматриваемый способ вскрытия может применяться при любой схеме подготовки шахтного поля. Так, при отработке шахтного поля панелями подготовка откаточного горизонта может осуществляться по независимой или совместной схеме. При независимой подготовке пластов выработки располагают и проводят в норядке, рассмотренном в § 17.

При совместной подготовке пластов на откаточном горизонте от околоствольного двора в оба крыла шахтного поля проводят один или два полевых откаточных штрека (см. рис. 20) первоначально до средней части первых панелей, а от них — панельные квершлагги, которые и вскрывают все рабочие пласты свиты. Таким образом, вместо одного погоризонтного квершлага сооружают несколько панельных квершлаггов. От квершлага в одну из сторон панелей сооружают штреки небольшой длины, а затем нижние приемно-отправительные площадки, панельные бремсберги, ходки. По мере отработки первых панелей главный штрек удлиняют до средней части второй панели. От него вновь проводят панельный квершлаг и т. д.

Вторая схема по сравнению с первой имеет то преимущество, что все основные выработки (квершлагги, штреки) с длительным сроком службы располагаются в устойчивых породах и поэтому требуют меньших расходов на поддержание. Увеличенная суммарная длина квершлаггов компенсируется уменьшением суммарной длины основных штреков.

Для проветривания выработок в панелях первого горизонта, если верхняя граница шахтного поля находится сравнительно близко от поверхности, проходят шурфы на каждую панель или один фланговый ствол у границ смежных панелей. Проветривание выработок бремсберговых панелей второго горизонта показано на рис. 20.

Каждая бремсберговая часть шахтного поля имеет самостоятельный транспортный и подъемный горизонты, только при отработке последней ступени один транспортный горизонт последовательно обслуживает и бремсберговую и уклонную части.

Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами и погоризонтными квершлаггами рекомендуется применять при углах наклона пластов 8—18° и размерах шахтного поля по падению от 2500 до 4000 и более м. Производственная мощность шахты должна быть не менее 1,8 млн. т в год.

§ 19. Вскрытие пологих пластов вертикальными стволами при блоковой подготовке шахтного поля

Шахты большой производственной мощности требуют меньших удельных капитальных затрат* на строительство, обеспечивают более высокую производительность труда и меньшую себестоимость 1 т угля. В настоящее время, как отмечалось выше, строят и проектируют шахты мощностью до 6 млн. т в год со сроком службы до 70 лет. Чтобы обеспечить подобные шахты необходимыми запасами, размеры шахтных полей принимают по простиранию до 15 км, а по падению — до 4,5 тыс. м. При этом конечная глубина горных работ составляет 1200—1500 м от поверхности. На таких глубинах пласты и боковые породы характеризуются высокой газоносностью и температурой.

Чтобы обеспечить указанную выше проектную мощность шахты, необходимо иметь значительное число очистных забоев и рационально разместить их на пластах и в пределах шахтного поля. Кроме того, способ вскрытия должен удовлетворять требованиям не только современного уровня развития техники, но и отдаленной перспективы. Наиболее полно они удовлетворяются при вскрытии шахтных полей вертикальными стволами и блоковой их подготовке.

Сущность этого способа сводится к следующему. Шахтное поле разделяют на два-четыре горизонта размером по падению до 1200 м, а каждый горизонт — на три-семь блоков размером по простиранию от 2000 до 4000 м. В зависимости от угла падения пласты в блоке могут разрабатывать по простиранию или падению (восстанию). Одновременно отрабатывается несколько блоков. Их число определяется проектной мощностью шахты и нагрузкой на блок.

Для вскрытия шахтного поля в средней части центрального блока (при нечетном их числе) или одного из блоков (при четном их числе), ближайшего к центру шахтного поля, сооружают два или три ствола (рис. 21).

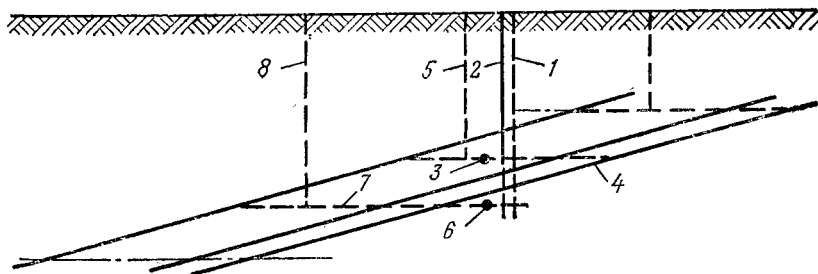


Рис. 21. Вскрытие свиты пологих пластов вертикальными стволами и по горизонтальным квершлагами при блоковой подготовке шахтного поля

* Под удельными капитальными затратами подразумевают отношение затрат на строительство шахты к годовой ее мощности, руб/т.

При этом целесообразность сооружения третьего ствола определяется необходимостью ускорения строительства шахты и подготовки новых горизонтов, а не эксплуатационными целями, для которых он не является технически необходимым. Один из стволов является главным 1 и служит для подъема угля на поверхность, поступающего со всех блоков, второй ствол — вспомогательный 2, по нему производят спуск и подъем людей, оборудования, выдают породу и т. д. При нечетном числе блоков эти стволы используются и как воздухоподающие и выдающие для проветривания выработок центрального блока. Около основных стволов сооружают околоствольный двор, а от него в обе стороны проводят один-два полевых откаточных штрека 3. От магистрального штрека 3 сооружают блоковые квершлагы 4, которые вскрывают первоначально часть пластов или все пласты свиты в зависимости от числа одновременно разрабатываемых пластов. Квершлагы сооружают в средней части блока при однопанельной или на границе смежных панелей — при двухпанельной конструкции блока. От квершлага на каждый из пластов проводят заезды, соединяющие его с пластовыми штреками. Около этих штреков оборудуют нижние приемные площадки. Дальнейшая подготовка панелей (или выемочных столбов при отработке их по падению) по каждому пласту осуществляется по одной из ранее описанных схем (см. рис. 15 и 19).

В непосредственной близости от блокового квершлага 4 сооружают вентиляционный воздухоподающий блоковой ствол 5 (по одному на блок), который соединяют с квершлагом короткой сбойкой, выполняющей роль одностороннего околоствольного двора. Блоковые стволы для спуска-подъема грузов не используют. Воздуховыдающие стволы 6 располагаются у верхней границы блока в средней его части или на флангах. Исследования показывают, если газовыделение на участке менее 20 м^3 на 1 т суточной добычи, то целесообразно центрально-отнесенное расположение блоковых стволов с возвратноточной схемой проветривания и обособленной подачей свежего воздуха к местам выделения метана. При газовыделении более 25 м^3 на 1 т суточной добычи рациональными считаются фланговое расположение стволов и прямоточная схема проветривания.

Блоковые стволы успешно сооружают способом реактивно-турбинного бурения, при этом диаметр скважин может быть до 2 м.

Проведением перечисленных выше выработок в пределах блока устанавливается транспортная связь между очистными забоями и главными стволами, обеспечивается деятельное проветривание всех выработок по секционной схеме, представленной на рис. 22, при которой блок в вентиляционном отношении не связан ни с одной выработкой, расположенной за его пределами. Для изоляции выработок блока от центральных стволов на главном штреке устанавливают автоматические вентиляционные двери.

Рассматриваемая схема вскрытия создает условия для концентрации грузопотоков и полной конвейеризации транспорта в преде-

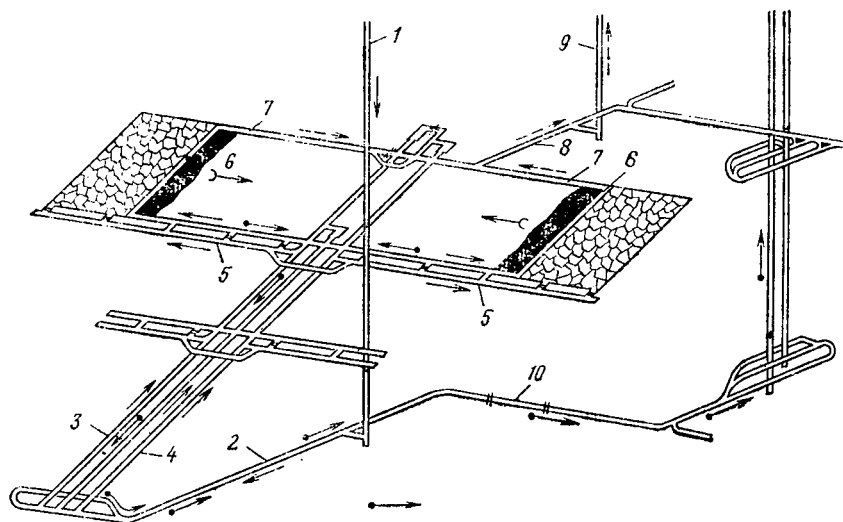


Рис. 22. Секционная схема проветривания горных выработок и транспортирования грузов в пределах блока второго горизонта

1 — воздухоподающий блоковый ствол; 2 — блоковый квершлаг; 3, 4 — панельные ходки; 5 — ярусный транспортный штрек; 6 — очистной забой; 7 — вентиляционный ярусный штрек; 8 — вентиляционный блоковый квершлаг; 9 — воздухоотводящий блоковый ствол

лах блока. По блоковым квершлагам и главному штреку уголь доставляется к стволам в большегрузных вагонетках электровозами тяжелого типа.

Вспомогательный транспорт на горизонте околоствольного двора осуществляется с помощью электровозов, а по ходку — концевой откаткой. Лебедку, как отмечалось выше, устанавливают в камере. Для облегчения маневровых операций сооружаются приемно-отправительные площадки с заездами с ходка на штрек, обходными выработками и пр.

В качестве средств вспомогательного транспорта в ярусных штреках применяют малогабаритные электровозы.

Для доставки людей к месту работы и обратно к стволам применяются специальные людские вагонетки, перемещаемые по штрекам электровозами, а по ходкам — концевым подъемником. В последние годы находят применение монорельсовые установки с локомотивной тягой, которые являются наиболее универсальным средством вспомогательного транспорта, позволяющим организовать бесперегрузочную доставку различных грузов к большому числу пунктов назначения по разветвленным горным выработкам любой длины и при любом угле наклона. Для локомотивов применяют в основном дизельные двигатели, которые обеспечивают автономность таких установок. Перспективными являются и самоходные вагонетки.

По мере отработки запасов **первых** блоков главные откаточные штреки удлиняются примерно до середины следующего блока. вновь проводятся блоковые квершлаг и вентиляционный ствол и весь комплекс выработок по пластам в пределах панели. Иными словами, подготовка очередного блока осуществляется по той же схеме, что и первого блока.

В период отработки первого горизонта готовят второй горизонт. Для этого центральные стволы углубляют, сооружают околоствольный двор, главные штреки 6 и блоковые квершлаг 7 (см. рис. 21), а затем производят подготовку первого блока второго горизонта так же, как и предыдущих. Чтобы обеспечить секционное проветривание по центрально-отнесенной или фланговой схемам, особенно при высокой газоносности пластов (не менее 25 м^3 на 1 т суточной добычи) и нагрузке на блок до 1,2 млн. т в год, рекомендуется сооружать новые воздухоподающие блоковые стволы 8, а бывшие воздухоподающие стволы 5 использовать в качестве воздуховыдающих. Оработку запасов последнего (например третьего) горизонта осуществляют с помощью уклонов, используя транспортные выработки второго горизонта.

Рассмотренный способ вскрытия и подготовки шахтного поля позволяет:

- разработать и проветривать каждый блок обособленно, вне зависимости от других блоков; это создает условия для строительства шахты в две-три очереди, в зависимости от наличия людских и материальных ресурсов, последовательно включая блоки в эксплуатацию;

- обеспечить высокую производственную мощность шахты путем ввода в работу любого необходимого числа блоков;

- существенно упростить схему подземного транспорта на основе высокой концентрации горных работ; транспортирование на основном горизонте до главных стволов сосредоточивается на полевом штреке, что создает предпосылки для применения мощных транспортных средств;

- значительно снизить затраты на поддержание выработок, так как выработки с большим сроком службы проводят полевыми, а пластовые выработки обычно быстро погашают;

- повысить производительность труда за счет концентрации горных работ и производства.

Одним из крупных недостатков рассматриваемого способа является то, что в течение всего срока службы шахты необходимо выполнять большой объем капитальных горнопроходческих работ, связанных с углубкой действующих и проходкой новых стволов, сооружением околоствольных дворов, главных штреков, причем все эти работы ведутся по породе.

В условиях обеспечения высокой нагрузки на очистной забой и современных средств проветривания и дегазации строительство шахт с блоковой подготовкой экономически выгодно при газообильности шахт 15 м^3 на 1 т суточной добычи и выше и размерах шахт-

ных полей по простиранию более 8000 м, вне зависимости от глубины разработки и числа пластов в свите. Блоки целесообразно делить на панели и разрабатывать по простиранию при углах падения от 12 до 18°, на выемочные столбы с разработкой их по падению до 12° и по восстанию до 6°.

При газообильности от 10 до 15 м³ на 1 т суточной добычи способы вскрытия вертикальными стволами при блоковой или панельной подготовке в экономическом отношении равноценны и выбор рационального из них должен производиться на основе технического анализа вариантов и величины первоначальных капитальных затрат.

Применение прогрессивного и эффективного способа реактивно-турбинного бурения скважин большого диаметра открывает новые возможности и расширяет область применения способа вскрытия при блоковой подготовке шахтного поля.

В условиях газообильности шахт менее 15 м³ на 1 т суточной добычи при разработке одного — двух пластов в шахтном поле и при газообильности менее 10 м³ на 1 т суточной добычи при любом числе пластов в свите экономически более выгодно деление шахтных полей на панели, при вскрытии капитальными и погоризонтными квершлагами и фланговом проветривании.

§ 20. Вскрытие горизонтальных пластов

Горизонтальные пласты и пласты с небольшим углом падения (до 5—7°) залегают в западной части Донбасса, Львовско-Волынском и Подмосковном бассейнах. Горно-геологические условия залегания пластов западной части Донбасса характеризуются наличием свиты из 5—7 пластов мощностью 0,6—1 м, при расстоянии между пластами 10—50 м. Газообильность выработок не превышает 10 м³ на 1 т суточной добычи (с учетом дегазации). Минимальное расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля составляет 100—150 м.

Шахтные поля имеют размеры по простиранию до 12 км, по падению до 3000 м. Способ подготовки — блоковый с размерами блоков по простиранию 4—6 км, по падению 1,3—1,5 км. Число блоков — два, реже три.

С учетом горно-геологических условий вскрытие осуществляется вертикальными стволами, в качестве вспомогательных выработок используют квершлаг, наклонные гезенки и уклоны по породе.

В каждом блоке сооружают по два центрально расположенных ствола 1—4 (рис. 23). Функции главных выполняют стволы одного из блоков, например 1 и 2, в другом блоке проходят только вентиляционные стволы 3 и 4 (рис. 23, а). Главные и вентиляционные стволы соединяют магистральными штреками, пройденными на транспортном горизонте, расположенном примерно между средними пластами свиты. Экономичность расположения стволов

в середине блока обусловливается меньшими капитальными вложениями и сроками строительства шахт благодаря уменьшению длины подготавливаемых к отработке выемочных столбов.

По два центральных ствола на блок оказывается достаточным при мощности шахты менее 2 млн. т в год. Один из них является воздухоподающим, второй — воздуховыдающим. При мощности шахт от 2 до 3 млн. т в год в каждом блоке целесообразно сооружать дополнительно по одному вентиляционному стволу у нижней границы шахтного поля (рис. 23, б). При мощности шахты более 3 млн. т в год дополнительно сооружают по два вентиляционных ствола на блок: у нижней и верхней границ шахтного поля (рис. 23, в). Увеличение расходов на сооружение вентиляционных стволов компенсируется значительным снижением капитальных затрат на проведение выработок за счет уменьшения их сечений по фактору вентиляции.

В пределах блока пласты можно делить на панели и разрабатывать их по простиранию или же на выемочные столбы с выемкой пластов по падению или по восстанию, что наиболее целесообразно, учитывая малый угол их наклона и значительную обводненность месторождения.

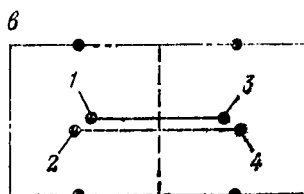
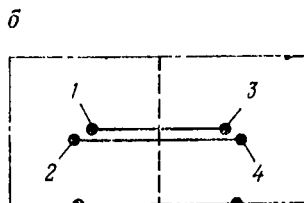
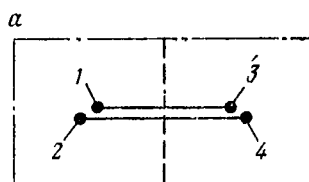


Рис. 23. Расположение стволов в блоках

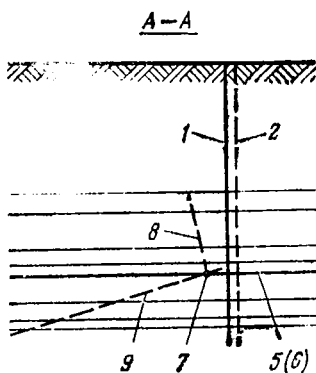
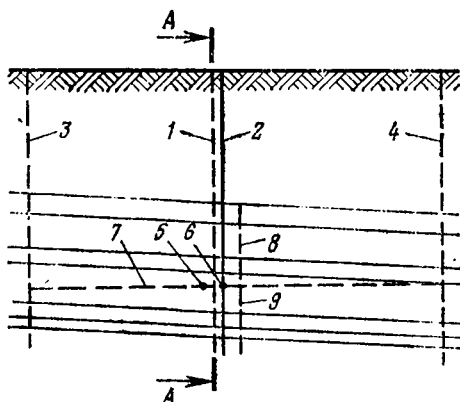


Рис. 24. Вертикальная схема вскрытия свиты горизонтальных пластов

Кроме стволов различного назначения (1—4 на рис. 24) и магистральных штреков 5 и 6 на транспортном горизонте дополнительно сооружают квершлаг 7, который необходим для связи центральных стволов с бремсберговыми и уклонными частями шахтного поля и для водоотлива, а также наклонные гезенки 8 и уклоны по породе 9. Гезенки в каждом блоке обеспечивают связь между

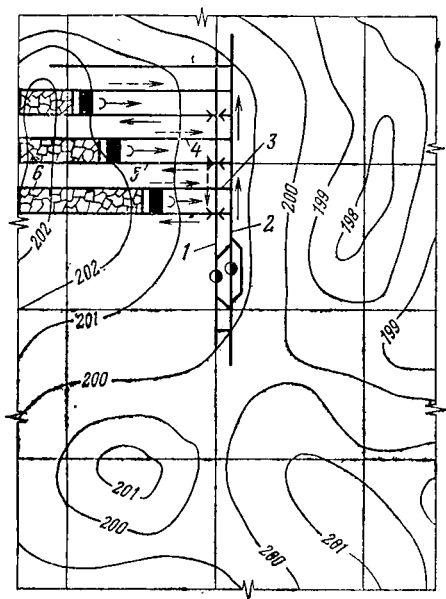


Рис. 25. Вскрытие горизонтального пласта в условиях шахт Подмосковного бассейна

Горизонтальные пласты обычно вскрывают вертикальными центрально-сдвоенными стволами. Место их расположения в шахтном поле определяется рядом факторов. Поскольку пласты залегают не строго горизонтально, а имеют некоторую волнистость (рис. 25), стволы должны пересекать пласт по возможности в пониженной его части, чтобы обеспечивался естественный сток воды к водосборникам центрального водоотлива. Кроме того, местоположение стволов должно обеспечивать удобное и рациональное расположение околоствольного двора, подготовительных выработок — главных, панельных и выемочных штреков. Для этого необходимо выбирать участки пласта со спокойной гипсометрией, а штреки желательно проводить по изогипсам или пересекать последние под острым углом, чтобы уменьшить объем работ, связанных с профилированием штреков.

Способ подготовки шахтного поля, как правило, панельный, порядок отработки панелей — комбинированный.

основным горизонтом и верхними пластами свиты. Уклоны по породе выполняют те же функции, что и гезенки: они обеспечивают связь основного горизонта с нижними пластами свиты и по ним транспортируют уголь вверх на основной горизонт.

Проведение горных выработок по пластам зависит от принятого способа подготовки блока и пластов (индивидуальной или групповой).

Схема проветривания горных выработок — секционная, с центрально-отнесенным расположением стволов.

Типичным примером вскрытия одного горизонтального пласта является вскрытие месторождений Подмосковного угольного бассейна и прибалтийских горючих сланцев.

От стволов до границ шахтного поля проводят штреки главных направлений (см. рис. 25). Один из главных штреков является откаточным 1, другой — вентиляционным 2. Расстояние между штреками главных направлений равно 40—50 м. В период проведения штреки через каждый 60—100 м соединяют вентиляционными сбойками 3.

При выборе направления проведения штреков, кроме гипсометрии пласта, приходится также учитывать конфигурацию и размеры шахтного поля. Если расстояние от штреков главных направлений до границы шахтного поля больше 800—1000 м, то от них проводят панельные штреки: откаточный и вентиляционный.

Откаточные штреки, предназначенные для электровозной откатки, проводят по заданному профилю, при необходимости с подрывкой почвы пласта. Вентиляционные штреки проводят, следуя за гипсометрией почвы пласта, для детальной ее разведки. При этом забой вентиляционного штрека опережает забой откаточного, что необходимо для уточнения мощности и условий залегания пласта и осушения боковых пород. Поскольку разрабатываются пласты средней мощности, залегающие в слабых и весьма обводненных породах, для снижения расходов на поддержание выработок и создания необходимых условий для предварительного осушения участков месторождения повсеместно применяют обратный порядок отработки выемочных столбов. Для этого от штреков главных направлений или от панельных штреков до границ шахтного поля или панели проводят выемочные штреки: конвейерный 4 и бортовой 5. У границы столба между штреками проводят разрезную печь 6. Указанные выработки оконтуривают выемочный столб.

Поскольку для очистной выемки применяют механизированные комплексы, преимущественное распространение получают так называемые одинарные столбы, когда одну лаву обслуживают два выемочных штрека. Длину выемочных столбов для механизированных комплексов принимают 600—800 м, а при благоприятных условиях — до 1500 м; расстояние между конвейерным и бортовым штреками 60—100 м, что определяется конструктивной длиной комплекса и, следовательно, длиной лавы. Число одновременно отработываемых столбов устанавливают с таким расчетом, чтобы была обеспечена заданная производственная мощность шахты.

Выемочные столбы можно подготавливать и отрабатывать последовательно один за другим. Однако в настоящее время широко практикуется подготовка столбов через один (см. рис. 25). Это не только увеличивает расстояние между погрузочными пунктами, но и позволяет проводить выемочные штреки в четных столбах рядом с обрушенными породами смежных, ранее отработанных столбов, не оставляя целиков угля между ними.

Поскольку пласты, как правило, негазовые, сильно обводнены, залегают неглубоко, а выработанное пространство имеет связь с поверхностью через трещины и провалы, на шахтах применяют нагнетательный способ проветривания. Схема проветривания —

центральная, возвратноточная. Направление движения воздуха показано стрелками на рис. 25. Свежий воздух подается по вентиляционным штрекам, а исходящая струя отводится по откаточным, что является отличительной особенностью в проветривании шахт Подмосквовного бассейна. В лавах воздух направляется по бортовым штрекам 5, а затем из очистных забоев по конвейерному штреку 4 поступает в откаточный штрек. На пересечении бортовых штреков с откаточным для пропуска свежей струи устраивают кроссинги.

Для улучшения проветривания выемочных столбов, значительно удаленных от стволов, на флангах шахтного поля бурят вентиляционные скважины, через которые исходящая струя воздуха выдается на поверхность. При такой схеме проветривания значительно снижается депрессия шахты и уменьшаются утечки воздуха.

Транспортирование угля в пределах выемочного участка производится конвейерами, по панельным штрекам и штрекам главного направления — электровозами в вагонетках или конвейерами.

§ 21. Вскрытие свиты крутонаклонных и крутых пластов

Для вскрытия крутых пластов, как правило, используют многогоризонтальные схемы с применением вертикальных стволов и этажных квершлагов. И только в порядке исключения для вскрытия шахтных полей с небольшими размерами по падению вместо вертикальных стволов сооружают наклонные, пройденные по пласту угля. При этом нет принципиальных различий в схемах вскрытия одного или свиты крутых пластов. К тому же в практике весьма редки случаи, когда крутой пласт залегает изолированно. Поэтому рассмотрим только вскрытие свиты пластов.

Первоначально стволы 1 и 2 (рис. 26) сооружают до горизонта откаточного штрека первого этажа и оборудуют околоствольные дворы на откаточном и вентиляционном горизонтах. От стволов проводят этажные квершлагы: откаточный 3 и вентиляционный 4 до пересечения их с верхними пластами свиты. От места пересечения этажных квершлагов с пластом в обе стороны проводят этажные штреки: откаточные 5 на длину 50—70 м и вентиляционные 6 на длину 20—25 м.

По обе стороны от откаточного квершлага на расстоянии 15—20 м приводят разрезные печи 7, из которых начинают очистные работы. Оставляемый между разрезными печами целик предохраняет вентиляционный квершлаг от влияния подработки.

К моменту окончания выемки запасов первого этажа должен быть подготовлен второй этаж. Для этого стволы углубляют до откаточного горизонта второго этажа, т. е. на глубину, равную вертикальной высоте этажа. Здесь оборудуют новый околоствольный двор и проводят этажный откаточный квершлаг 8 до пересечения с верхним пластом. Подготовка второго этажа к очистной выемке производится аналогично ранее описанной. При этом откаточ-

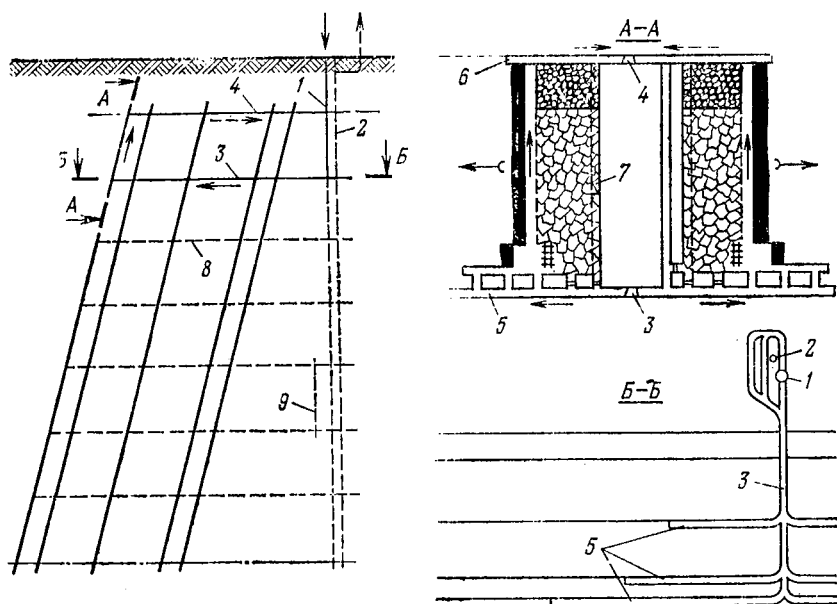


Рис. 26. Многогоризонтное вскрытие свиты крутых пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами

ные квершлаг и штреки первого этажа используют в качестве вентиляционных для второго этажа.

Подготовка нового горизонта длится несколько лет. Ее продолжительность можно ориентировочно определять по формуле

$$t = 3,2 + 1,1A, \text{ лет,}$$

где A — мощность шахты, млн. т в год.

При этом может быть нарушена нормальная деятельность шахты, поэтому срок службы этажа должен быть не менее 10 лет. Кроме того, рекомендуется стволы углублять на два этажа. На нижнем этаже сооружают основной горизонт с околоствольным двором. На границе смежных этажей образуют промежуточный горизонт — проводят двухпутевой квершлаг для подачи свежего воздуха и транспортных целей. Между основным и промежуточными горизонтами рядом с квершлагами сооружают гезенк 9, который служит для спуска угля. Сеть подготовительных выработок, проводимых по пластам на промежуточном горизонте, примерно такая же, как и на основном.

Объединение двух этажей с оборудованием одного подъемного горизонта приобретает особый смысл при отработке пластов средней мощности с применением щитовых агрегатов, забои которых подвижутся по падению пласта.

Горные выработки при данном способе вскрытия проветривают, как правило, по центральной возвратноточной схеме (см. рис. 26). Струя свежего воздуха проходит по стволу 1 и через околоствольный двор и откаточный квершлаг 3 поступает на этажный откаточный штрек 5, где разделяется на две части: одна часть идет вправо, другая — влево, затем обе эти части поднимаются вверх, оmyвая очистные забои. По вентиляционному штреку 6 исходящая струя воздуха поступает в вентиляционный квершлаг 4 и через ствол 2 выходит на поверхность.

При отработке первого этажа проведение вентиляционного квершлага 4 не является обязательным. Если мощность наносов сравнительно невелика, то на отдельные свиты пластов проводят несколько центральных шурфов с квершлагами, а в отдельных случаях может оказаться экономически целесообразным пройти и по простиранию шахтного поля ряд шурфов через каждые 200—300 м. В этом случае разрешается применять нагнетательный способ проветривания. Свежий воздух подается в шахту вентилятором через центральный ствол, исходящая струя воздуха выходит на поверхность через шурфы.

Схема транспортирования угля в данном случае очень простая: отбитый в лаве уголь под влиянием собственного веса спускается в откаточный штрек, здесь он загружается в вагонетки и электровазми по откаточным штрекам и квершлагоу подается в околоствольный двор, а затем по стволам выдается на поверхность.

Основное преимущество способа вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами — полное отсутствие наклонных выработок и, следовательно, всех неудобств, связанных с их проведением и эксплуатацией.

К недостаткам следует отнести необходимость периодической углубки стволов, которая осложняет ведение эксплуатационных работ. Поэтому с увеличением глубины ведения горных работ сооружают третий, специальный углубочный ствол. Кроме того, периодически очистные работы переходят с одного этажа на другой. Переходный период длится 2—3 года. При подъеме угля и породы с двух горизонтов производительность подъемных установок уменьшается на 20—30%, поэтому приходится предусматривать установку подъемных машин для каждого горизонта. Все это усложняет технологический комплекс поверхности.

Рассмотренный способ вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами может найти применение и для вскрытия наклонных пластов при наклонной высоте этажа порядка 450—500 м.

§ 22. Группировка пластов

При разработке свиты пластов, особенно крутых, когда расстояние между пластами сравнительно невелико, экономически и технически целесообразно объединять их в отдельные группы. Групповая подготовка по сравнению с индивидуальной позволяет: со-

кратить протяженность поддерживаемых горных выработок; в отдельных случаях уменьшить объем подготовительных работ; упростить работу подземного транспорта за счет концентрации грузопотоков; сократить потери угля в предохранительных целиках; обеспечить более благоприятные условия для проведения профилактических мероприятий, направленных на предотвращение возникновения подземных пожаров или же изоляцию участков с очагом пожара.

Наклонные и крутые пласты в пределах этажа в зависимости от угла падения и расстояния между ними группируются при помощи групповых или полевых штреков и промежуточных квершлагов, реже наклонных гезенков (полевых скатов). Последние применяют, когда расстояние между пластами не превышает 10 м.

Рассмотрим сущность группировки на примере разработки крутых пластов, где она наиболее часто применяется. Для подготовки этажа от этажного квершлага 1 (рис. 27, а), вскрывающего свиту, по всем пластам проводят откаточные штреки 2 и 3. По мере подвигания очистных забоев длина штреков постепенно увеличивается, а следовательно, возрастают и расходы на их поддержание. При некоторой длине штреков указанные расходы могут достигнуть такой величины, когда окажется экономически целесообразным для дальнейшей эксплуатации этажа вскрыть группу пластов промежуточным квершлагом 4 и поддерживать только откаточный штрек по одному из пластов данной группы, а остальные погасить.

По мере дальнейшего подвигания очистных забоев вновь окажется более выгодным провести новый квершлаг 5 (рис. 27, б), а штреки, кроме одного, на участке между квершлагами 4 и 5 погасить и т. д.

Квершлаг, вскрывающий группы пластов, называют промежуточным. Этажный штрек, обслуживающий группу пластов, называют групповым (в зависимости от назначения — откаточным или вентиляционным). Часть этажа, заключенная между промежуточными квершлагами, называется выемочным полем.

Групповые подготовительные выработки рекомендуется проводить полевыми. Целесообразность полевой подготовки обосновывается в каждом конкретном случае технико-экономическими расчетами или требованиями безопасности. В группы следует объединять все пласты свиты, однако скорость движения воздуха в групповом штреке не должна превышать норм, установленных ПБ (§ 147).

При группировке пластов крыло этажа разделяют на отдельные выемочные поля. Каждое из выемочных полей отрабатывают на свой промежуточный квершлаг, проводимый у одной из границ выемочного поля. Если промежуточный квершлаг проведен у границы, расположенной между очистным забоем и этажным квершлагом, то его называют задним (рис. 27, а, б). В этом случае откатка груза с пластовых этажных штреков концентрируется на групповой штрек через задний промежуточный квершлаг. Если же промежуточный квершлаг проведен впереди очистного забоя, то его на-

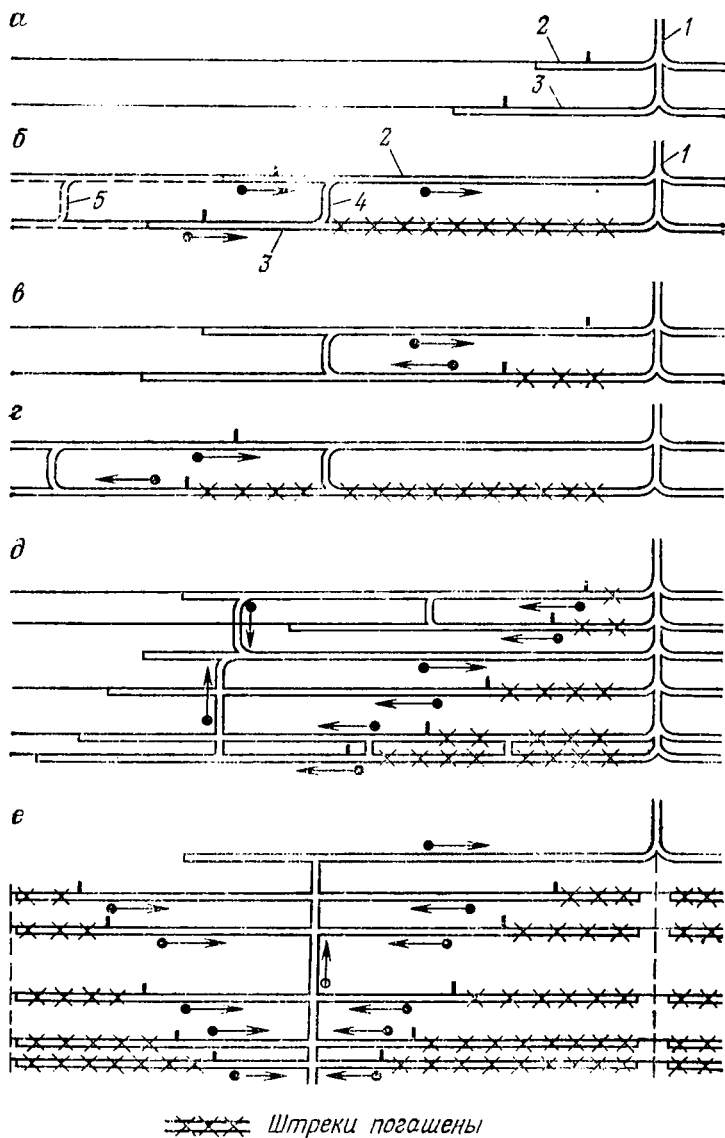


Рис. 27. Группировка пластов:

а, б — на задний; в, е — на передний промежуточный квершлаг; д — укрупненная группировка по свитам; е — группировка участками-блоками

зывают передним (рис. 27, в, г), и концентрация откатки груза происходит через передний промежуточный квершлаг.

Штреки по пластам, кроме группового, между соседними промежуточными квершлагами погашают при отработке выемочного поля на задний квершлаг сразу на всю длину, а при работе на передний квершлаг — постепенно, отдельными частями, которые оказываются позади очистного забоя (показано крестиком).

Обе указанные схемы имеют свои достоинства и недостатки. При отработке пласта на задний квершлаг участки штреков длиной, равной расстоянию между промежуточными квершлагами, должны поддерживаться в выработанном пространстве. Для защиты их от деформаций необходимо оставлять охранные целики. Но и при этом не исключаются значительные расходы на поддержание штреков, так как они находятся в зоне активного сдвижения горных пород под влиянием очистных работ. Однако имеется возможность проводить откаточные штреки с небольшим опережением по отношению к очистным выработкам, что важно при разработке весьма газоносных пластов, и со скоростью, примерно равной скорости подвигания очистных забоев.

При отработке же на передний квершлаг рабочая часть штреков находится в нетронутом массиве угля. И только примерно 20—30 м штрека впереди забоя и под выработанным пространством требуют поддержания. В этом случае все пласты, кроме пласта, на котором находится групповой штрек, могут отрабатываться и без оставления охранных надштрековых целиков. Однако опережение штреков по отношению к очистным забоям в этом случае будет равно расстоянию между промежуточными квершлагами и составит, как увидим ниже, 300—500 м. Кроме того, откатку груза придется производить вначале вперед по пластовому откаточному штреку, а потом обратно по групповому штреку, т. е. потребуются дополнительная работа транспорта в результате указанного «перепробега» груза.

Одним из важных вопросов при группировке пластов является определение наивыгоднейшего расстояния между промежуточными квершлагами, при котором суммарные расходы на проведение квершлага, поддержание откаточного и вентиляционного штреков, а также на транспортирование полезного ископаемого по участку «перепробега» будут минимальными (см. гл. XIV).

Расчеты показывают, что группировка пластов экономически выгодна при расстоянии между двумя смежными группируемыми пластами не более 50 м (при любых нагрузках на пласт и газоносности до 10 м³/т). Для пластов с большей газоносностью экономичность группировки снижается с увеличением нагрузки на пласт. При указанном расстоянии между пластами расстояние между передними квершлагами составляет от 120 до 500 м.

Такие длинные глухие забои трудно проветривать. Однако при добыче угля механизированными комплексами группировка на передний квершлаг технически необходима, поскольку по мере под-

вигания забоя лавы вентиляционный штрек обрушается, и поэтому широко применяется.

Рассмотренные способы группировки пластов находят применение на шахтах обычной глубины. При разработке запасов на глубине свыше 600—700 м в силу специфических изменений в массиве горных пород (см. § 23) более перспективными являются схемы укрупненной группировки по свитам (рис. 27, е) или группировка пластов участками — блоками (рис. 27, д).

В первом случае в одну группу объединяют до пяти-семи пластов, которые вскрывают промежуточными квершлагами с полевых штреков; во втором — крыло шахтного поля делят на отдельные участки — блоки размером по простиранию до 1500 м. Для транспортной связи от околоствольного двора проводят один-два полевых штрека, от которых на каждый участок — блок проводят квершлаг, пересекающий все пласты свиты и делящий участок на два крыла. Этим обеспечиваются постоянная и относительно высокая концентрация горных работ благодаря двойному фронту очистных забоев и экономия средств на подготовку горизонта на 4—15% в зависимости от глубины работ.

Откаточные полевые штреки проводят в лежащем боку свиты, с тем чтобы исключить их подработку очистными работами, когда они будут использоваться как вентиляционные.

Группировка пластов имеет существенные достоинства при разработке мощных пластов угля, особенно склонного к самовозгоранию. В этих условиях этаж обычно разделяют на односторонние (реже на двусторонние) выемочные поля размером по простиранию 200—250 м. Одно выемочное поле от другого отделяется на всю высоту этажа противопожарным целиком размером по простиранию не менее мощности пласта, но и не более 10 м. Откаточный штрек проводят или полевым, или по тонким пластам с углями, не склонными к самовозгоранию. Для лучшей противопожарной изоляции отработанных выемочных полей целики горными выработками не прорезают. В связи с этим выемочные поля отрабатывают в направлении к границам шахтного поля, а запасы выемочного поля отрабатывают на передние промежуточные квершлаг.

§ 23. Особенности вскрытия пластов на больших глубинах

Рассматриваемый вопрос весьма актуален для Донецкого бассейна, где дальнейшее развитие добычи угля, особенно идущего на коксование, связано с разработкой пластов на больших глубинах. Глубокими для Донбасса считаются шахты с начальной глубиной разработки свыше 600 м при пологом и наклонном залегании пластов и 700 м при крутом. За последние годы здесь построен ряд шахт с проектной глубиной разработки 1200—1500 м. В настоящее время 44 шахты разрабатывают пласты на глубине свыше 700 м.

При разработке угольных месторождений на больших глубинах изменяются физико-механические свойства пород в направлении

снижения их устойчивости и увеличения пластичности. С этим связаны рост горного давления на крепь и пучение пород почвы выработки.

Чтобы (хотя бы частично) нейтрализовать это вредное влияние, необходимо:

выработки околоствольных дворов и протяженные полевые выработки располагать по возможности в прочных однородных, монолитных породах или вкрест простирания пород на расстоянии не менее 25—30 м одна от другой. Выработки, проведенные по простиранию, в 2—4 раза менее устойчивы, чем выработки, проведенные вкрест простирания (по данным К. В. Кошелева), хотя в прочных породах эта зависимость менее заметна. Кроме того, должно быть обеспечено плавное изменение размеров выработки на участках перехода от одного сечения к другому, чтобы избежать значительных деформаций крепи, которые наблюдаются в местах с резким (ступенчатым) переходом;

при интенсивном пучении пород разрабатываемого пласта главные откаточные штреки и наклонные выработки проводить полевыми в почве на расстоянии не менее 10 м по нормали от пласта в мощном слое песчаника и разгружать их от горного давления путем надработки, т. е. выемки над выработкой полосы угля шириной 100—150 м до начала ее проведения;

при разработке одиночных пластов, залегающих в неустойчивых породах, для эффективной охраны основных выработок следует проводить их вслед за разгрузочной лавой и охранять бутовыми полосами в сочетании с бортовыми целиками, которые отделят бутовые полосы от обрушенных пород выработанного пространства. Размеры бутовых полос должны быть порядка 30—40 м, бортовых целиков — от 20 до 90 м, при изменении глубины ведения горных работ от 600 до 1000 м;

сечения горных выработок, рассчитанные по фактору транспорта и вентиляции, увеличивать в зависимости от условий поддержания на 25—50%.

С увеличением глубины работ возрастает естественная газоносность пластов и вмещающих их пород и повышается выделение метана в горные выработки. Чтобы снизить концентрацию метана до допустимых пределов, потребуется резко увеличить объем подаваемого в шахту воздуха. Но так как при этом должна быть сохранена общешахтная депрессия в допустимых пределах (300, максимум 450 мм вод. ст.), то необходимо существенно увеличивать сечения выработок или проводить по две параллельные выработки. Поэтому следует применять: предварительную дегазацию разрабатываемого и сближенных с ним пластов для снижения газовыделения в очистные забои; секционную прямоточную схему проветривания с целью сокращения протяженности вентиляционной сети выработок; обеспечивать гладкую поверхность крепи выработок.

На больших глубинах существенно повышается температура вмещающих пород, которая на глубине 1000 м достигает 40—42°C;

происходит большая отдача тепла в вентиляционную сеть выработок, в результате температура шахтного воздуха повышается до 28—33°C при относительной влажности 95—98%, что выше допустимой ПБ нормы (26°C при влажности 90%, § 148).

Для снижения степени нагревания рудничного воздуха необходимо предусматривать: максимально возможную подачу свежего воздуха в отдельные забои; сокращение длины пути его движения к рабочим забоям; подачу воздуха с максимально допустимой скоростью и по выработкам с длительным сроком службы, с тем чтобы около выработки образовалась своеобразная «рубашка» из охлажденных пород; применение искусственного охлаждения воздуха путем его кондиционирования.

На глубоких шахтах растет число суфлярных выделений метана, увеличиваются частота и интенсивность внезапных выбросов угля и газа, а также наблюдаются явления внезапных выбросов породы и горных ударов.

Выбросы крепких песчаников происходят при проведении подготовительных выработок на глубине не менее 900 м. Физическая сущность явления изучается. Основным мероприятием, исключающим выбросы песчаника, является проведение выработок с применением комбайнов.

Для уменьшения влияния всех перечисленных выше неблагоприятных факторов на условия эксплуатации следует при строительстве глубоких шахт на пологих пластах принимать в основном блоковую подготовку шахтных полей с секционным прямоточным проветриванием, а при реконструкции и подготовке новых горизонтов на крутых пластах делить крылья на участки — блоки с проветриванием на фланговые стволы или с секционным проветриванием, а магистральные штреки проводить в крепких породах лежащего бока свиты.

§ 24. Вскрытие пластов наклонными стволами

При вскрытии пластов наклонными стволами с поверхности до нижней границы первого этажа по падению пласта примерно в центре шахтного поля проводят три ствола, один из них главный, другие — вспомогательные.

Главный ствол 1 (рис. 28) предназначен для подъема полезного ископаемого и оборудован ленточными конвейерами. Из вспомогательных стволов 2 и 3, пройденных параллельно главному на расстоянии 30 м, один — грузовой, используется для подъема породы из шахты и спуска оборудования и материалов в шахту, другой — людской, служит для спуска-подъема людей. Последний должен иметь оборудование для механизированной перевозки людей и свободный проход шириной не менее 0,7 м на высоте 1,8 м, в котором сооружают, в зависимости от угла наклона выработки, перила, трапы с перилами и т. д. (§ 51 ПТЭ).

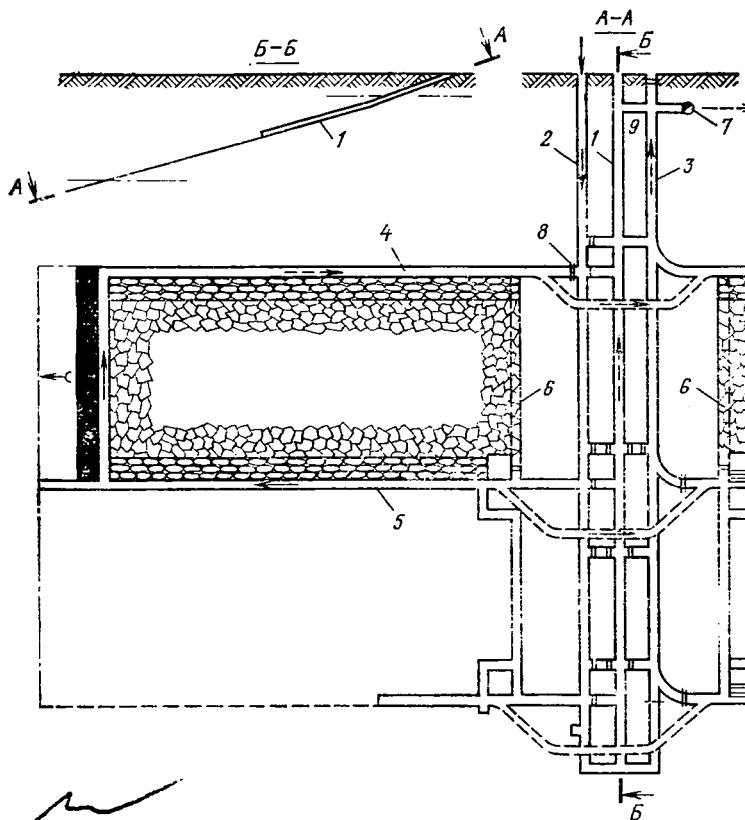


Рис. 28. Вскрытие пологих пластов на

На уровне границы кондиционного угля в обе стороны от стволов проводят этажные вентиляционные штреки 4, а у нижней границы этажа — этажные откаточные штреки 5. У пересечения откаточных штреков со стволами оборудуют околоствольный двор. Объем околоствольного двора ориентировочно можно определять по формуле

$$V_d = 6 \sqrt{A} + \frac{A}{200}, \text{ м}^3,$$

где A — годовая проектная мощность шахты, т.

На расстоянии 40—50 м от стволов с откаточных штреков до пересечения с вентиляционными проводят разрезные печи 6, если этаж обрабатывается прямым ходом.

При отработке этажа обратным ходом этажные штреки проводят на всю длину шахтного поля, а разрезные печи — у его границ; забои очистных выработок перемещаются по направлению к стволу. Оставляемые целики угля между стволами, а также стволами и выработанным пространством предохраняют их от разрушения горным давлением.

Чтобы обеспечить бесперебойную добычу угля, до окончания отработки запасов первого этажа заблаговременно готовят следующий этаж. Для этого стволы углубляют до горизонта откаточного штрека второго этажа. В обе стороны проводят этажные откаточные штреки и разрезные печи, сооружают новый околоствольный двор. Аналогично производится подготовка третьего, четвертого и последующих этажей.

При разработке второго этажа в качестве вентиляционного используют откаточный штрек первого этажа.

Способ проветривания горных выработок — всасывающий, схема проветривания — центральная, возвратноточная. Путь движения воздуха показан стрелками на рис. 28.

Воздух будет двигаться в указанном направлении только в том случае, если в соответствующих местах будут установлены так называемые вентиляционные устройства. Так, например, на штреке 4 устанавливают автоматические вентиляционные двери 8. Чтобы не было подсоса воздуха с поверхности вентилятором, установленным на шурфе 7, над устьем ствола сооружают герметически закрытое здание.

Поскольку главный ствол оборудован ленточными конвейерами, то для предотвращения поступления в шахту угольной пыли, сдуваемой с ленты воздухом, его используют для отвода только исходящей струи.

Транспортирование полезного ископаемого на поверхность осуществляется следующим образом. Из очистных выработок уголь при помощи скребковых конвейеров доставляется в откаточный штрек, по которому транспортируется к стволу ленточными конвейерами или в вагонетках электровозами. По наклонному стволу уголь поднимается ленточными конвейерами.

Наклонными стволами может быть вскрыта и свита пологих пластов. В этом случае для уменьшения потерь угля в охранных целиках и улучшения условий поддержания стволов их проводят по нижнему пласту, а верхние пласты вскрывают этажными квершлагами или гезенками.

При вскрытии мощных пологих пластов с углем, склонным к самовозгоранию, наклонные стволы проходят по пустым породам лежащего бока.

При относительно неглубоком (60—80 м от поверхности) залегании в благоприятных гидрогеологических условиях горизонтальные и слабополосные пласты также могут быть вскрыты наклонными стволами, которые проходят висячем боку пласта под углом около 16° к горизонту, чтобы обеспечить условия для применения конвейерного транспорта.

Достоинства вскрытия пластов наклонными стволами:

относительно небольшие первоначальные затраты, связанные со вскрытием шахтного поля и оборудованием поверхности;

быстрый ввод шахты в эксплуатацию. Исследования показывают, что срок строительства шахты с наклонными стволами примерно на 20—30% меньше, а затраты на 30% ниже, чем при сооружении в аналогичных условиях шахты с вертикальными стволами. Однако объем горных работ за весь срок службы шахты при вскрытии наклонными стволами несколько больше, чем вертикальными стволами (на 13—15%);

при проходке стволов по пласту имеется возможность получения дополнительных геологоразведочных данных и использования попутно добытого угля для нужд строительства, что особенно важно в условиях малообжитых безлесных районов;

проще схема подземного транспорта. В результате средняя его трудоемкость, отнесенная к 1000 т суточной добычи, при наличии одной ступени в транспорте на шахтах с наклонными стволами на 25% меньше, чем при вертикальных стволах;

возможность полной конвейеризации транспортирования горной массы от забоя до поверхности. Под горной массой подразумевается рядовой уголь с примесью породы кусками размером 25 мм и более, содержание которых превышает установленные ГОСТом нормы.

К недостаткам рассматриваемого способа вскрытия относятся: значительные расходы на поддержание наклонных стволов вследствие большей их длины по сравнению с вертикальными, пройденными на ту же глубину, а также более сильного проявления горного давления боковых пород;

большое сопротивление крепи наклонных стволов движению воздуха;

ограниченная пропускная способность вспомогательного канатного подъема по наклонным стволам по сравнению с вертикальными в связи с большей их длиной, меньшей допустимой скоростью движения подъемных сосудов.

Применять способ вскрытия наклонными стволами целесообразно в условиях, когда выход пласта прикрыт наносами незначительной мощности (до 50—70 м), в наносах отсутствуют плывуны, залегание пластов спокойное, угол наклона пластов до 25°.

Длина наклонных стволов не должна превышать 1500—1800 м, так как при больших размерах шахтного поля по падению осложняются проветривание и работа вспомогательного канатного подъема, который становится ступенчатым.

Число пластов в шахтном поле достигает трех. При большем числе пластов уже трудно вести разработку с одинаковой интенсивностью, что приводит к необходимости эксплуатации нескольких горизонтов. Это усложняет схемы подземного транспорта, вентиляции и пр.

§ 25. Вскрытие месторождений штольнями

Штольнями вскрывают пласты, залегающие в районе с сильно пересеченной гористой местностью, когда вскрытие их вертикальными или наклонными стволами технически невозможно или экономически нецелесообразно. В зависимости от расположения месторождения по отношению к гористому склону штольни проводят под разными углами к простиранию.

При выборе места расположения штольни следует учитывать следующие факторы: около устья штольни должна быть промышленная площадка, достаточная для размещения технических зданий и сооружений; возможность подвода в долину, где расположена промышленная площадка, железнодорожного пути, шоссейной дороги; устье штольни должно располагаться выше уровня максимально возможного подъема воды в долине. С другой стороны, штольню следует проводить на такой высотной отметке, чтобы возможно большая часть запасов месторождения находилась выше горизонта и, следовательно, могла бы быть отработана без подъема угля и механического водоотлива.

На способ вскрытия месторождения штольнями существенное влияние оказывает угол падения пластов. Так, при пологих пластах с уровня долины проходят капитальную штольню, которая делит шахтное поле на две части, одна из них, выше штольнего горизонта — бремсберговая, вторая — уклонная (рис. 29, а). Дальнейшую подготовку пластов к очистной выемке производят одним из рассмотренных выше способов. Для применения центрально-отнесенной схемы проветривания, кроме капитальной штольни, проходят вентиляционные шурфы или штольни на отметках более высоких, чем откаточный горизонт.

При крутых пластах, кроме капитальной и вентиляционной штолен, в качестве дополнительных вскрывающих выработок используют гезенки и этажные квершлагги для вскрытия пластов, расположенных выше штольнего горизонта (рис. 29, б). При небольшой разности отметок между верхней границей шахтного

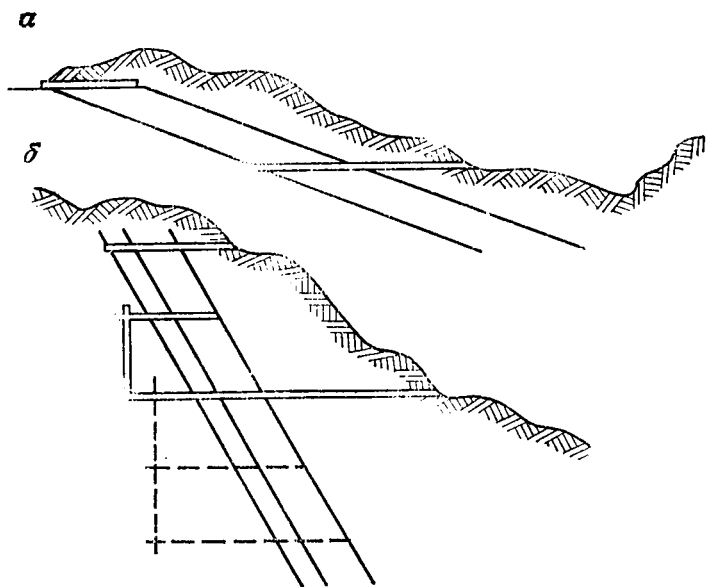


Рис. 29. Вскрытие пластов штольнями

поля и поверхностью вместо гезенка возможно проведение вентиляционного вспомогательного ствола.

В зависимости от расстояния от поверхности до пластов по горизонтали и удобного рельефа поверхности возможно проведение этажных штолен. От этажных штолен в долину уголь транспортируется по поверхности. Часть шахтного поля, расположенная ниже штольнего горизонта, вскрывается слепыми стволами и этажными квершлагами (см. рис. 29, б).

Способ вскрытия шахтных полей штольнями является одним из самых экономичных и простых, поэтому рекомендуется к применению во всех случаях, когда для этого имеются необходимые горно-геологические предпосылки.

Существенными достоинствами вскрытия месторождений штольнями является простое оборудование поверхности, отсутствие необходимости подъема угля на поверхность и механических средств для водоотлива во время отработки запасов, расположенных выше уровня штольни.

§ 26. Комбинированные способы вскрытия

При комбинированном способе вскрытия шахтных полей для выполнения различных технологических функций сооружают неоднотипные основные и дополнительные вскрывающие выработки.

По технологическому назначению можно выделить четыре комплекса вскрывающих выработок и сооружений: угольный, пород-

ный, вспомогательный и вентиляционный. Комплексы эти могут выполнять только свои непосредственные функции, например, главный ствол — выдавать уголь, вентиляционный — подавать воздух в шахту. Однако в целях наиболее рационального использования каждой вскрывающей выработки последняя обычно выполняет несколько технологических функций. Так, вертикальный ствол, предназначенный для спуска — подъема людей, материалов и оборудования, служит и для подачи воздуха в шахту; по скиповому стволу не только поднимают на поверхность уголь и породу, но и отводят воздух из шахты.

Установлено, что при определенном сочетании горнотехнических факторов эффективность использования однотипных комплексов с разными вскрывающими выработками различна. Так, для выдачи угля из шахты комплекс с наклонным стволом, оборудованным конвейерным подъемом, более рационален, чем комплекс с вертикальным стволом, если мощность наносов не превышает 60—80 м и не требуются специальные способы сооружения стволов. Наиболее рациональным породным, вспомогательным и вентиляционным комплексом является вертикальный ствол с этажными квершлагами.

Таким образом, комбинированный способ вскрытия является результатом синтеза рациональных комплексов выработок по вскрытию с различным технологическим назначением применительно к конкретным условиям залегания пластов.

Анализ технико-экономических показателей работы двух групп шахт Кузнецкого бассейна с примерно одинаковыми горно-геологическими условиями показал, что в первой группе, куда вошли шахты с комбинированным способом вскрытия вертикальным и наклонным стволами, по сравнению со второй группой шахт, вскрытых вертикальными стволами, производительность труда рабочего по добыче выше на 16,2%, себестоимость 1 т угля ниже на 11,7%, удельная длина поддерживаемых выработок (в м на 1000 т добычи) меньше на 35,3%.

В настоящее время, используя преимущества поточного конвейерного транспорта, строят ряд крупных угольных и железонорудных шахт, на которых предусмотрены для выдачи горной массы

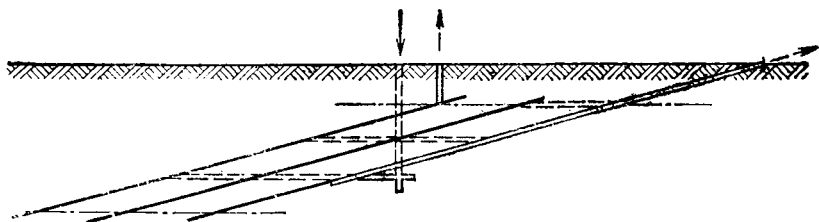


Рис. 30. Комбинированный способ вскрытия шахтных полей наклонными и вертикальными стволами

на поверхность наклонные стволы, оборудованные мощными конвейерными установками.

Для вспомогательных транспортных операций и вентиляции сооружают вертикальные стволы, а для того, чтобы избавиться от трудоемкого и малопроизводительного канатного подъема по наклонным выработкам, проводят этажные квершлагы (рис. 30). Комбинированные способы применяют и для вскрытия горизонтальных пластов угля (горючих сланцев), залегающих на расстоянии 70—80 м от земной поверхности (рис. 31).

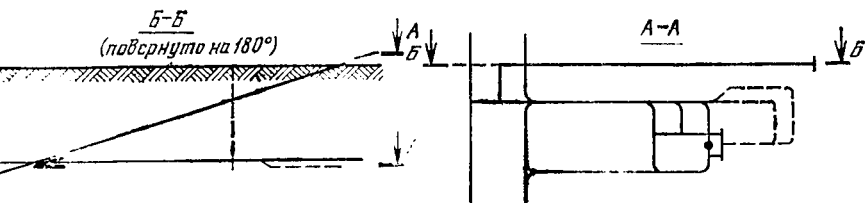


Рис. 31. Комбинированный способ вскрытия горизонтальных пластов

Часто комбинированные способы вскрытия встречаются на старых шахтах в результате неоднократной их реконструкции, а также при вскрытии нарушенных месторождений, когда пласты имеют не только переменный угол падения и мощность, но и разбиты многочисленными разрывными нарушениями.

§ 27. Направления совершенствования способов вскрытия и подготовки шахтных полей

Главным направлением совершенствования существующих и создания новых способов вскрытия и подготовки шахтных полей для повышения качества проектов и улучшения технико-экономических показателей является максимально возможная, экономически обоснованная концентрация горных работ и производства, путем строительства шахт мощностью 3—6 млн. т в год со сроком службы 40—50 лет.

Указанная мощность шахты должна обеспечиваться разработкой одного пласта. Для этого должны быть созданы высокопроизводительные средства комплексной механизации очистных работ, обеспечивающих стабильную нагрузку на забой в 5—10 тыс. т в сутки при мощности пласта 1 и более м. Одновременная разработка двух пластов технически необходима в период перехода горных работ с одного пласта на другой, а также при обеспечении добычи угля требуемых марок. За счет роста нагрузки на очистной забой, пласт и шахту будет обеспечена высокая концентрация и интенсификация горных работ.

Вскрытие шахтных полей должно осуществляться с учетом техниче-
ски и экономически обоснованной комбинации вертикальных,

горизонтальных и наклонных выработок и рационального их размещения в толще горных пород — вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при делении шахтного поля на блоки. Периодическая подготовка новых горизонтов с оптимальными параметрами отдельных частей шахтного поля и очистного забоя приведут к сокращению удельной протяженности проводимых выработок (в м на 1000 т запасов). В перспективе по мере создания высокопроизводительных и экономичных конвейеров и разработки эффективных и комплексно-механизированных средств сооружения наклонных стволов, позволяющих проходить их в сложных горно-геологических условиях и с высокими темпами, значительно расширится область применения комбинированных способов вскрытия (наклонными и вертикальными стволами).

Способ подготовки шахтного поля и систему разработки следует рассматривать как единое целое, это позволит уменьшить объем проводимых и сократить удельную протяженность поддерживаемых горных выработок, упростить схему транспортирования полезного ископаемого и вентиляции. Наиболее полно в настоящее время этим требованиям отвечает погоризонтная подготовка. Дальнейшее увеличение размеров выемочных столбов до 2000—2500 м и создание механизированных комплексов, способных работать на пластах с большим углом падения, позволит расширить область применения этого способа и его вариантов.

Проведение выработок с длительным сроком службы по породам, увеличение их сечения, рациональное расположение в толще горных пород уменьшат расходы на их поддержание.

Способы вскрытия и подготовки должны обеспечивать полную конвейеризацию подземного транспорта, прямоточную и секционную схемы вентиляции горных выработок с обособленным проветриванием мест выделения метана.

Г л а в а IV.

ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС ПОВЕРХНОСТИ ШАХТЫ

§ 28. Околоствольные дворы

При вскрытии шахтного поля стволы проходят на заранее установленную глубину до откаточного горизонта, где проводят ряд горизонтальных протяженных выработок и камер. Протяженные выработки непосредственно соединяют со стволами и используют для транспортирования вагонеток с углем, породой и материалами, а также для пропуска воздуха и передвижения людей. Для установки электрического и механического оборудования, ремонта

электровозов, а также для обслуживания рабочих сооружают камеры, которые соединяют с выработками ходами.

Совокупность протяженных выработок и камер, расположенных около стволов, предназначенных для обслуживания подземного хозяйства, называют околоствольным двором (рис. 32). Около-

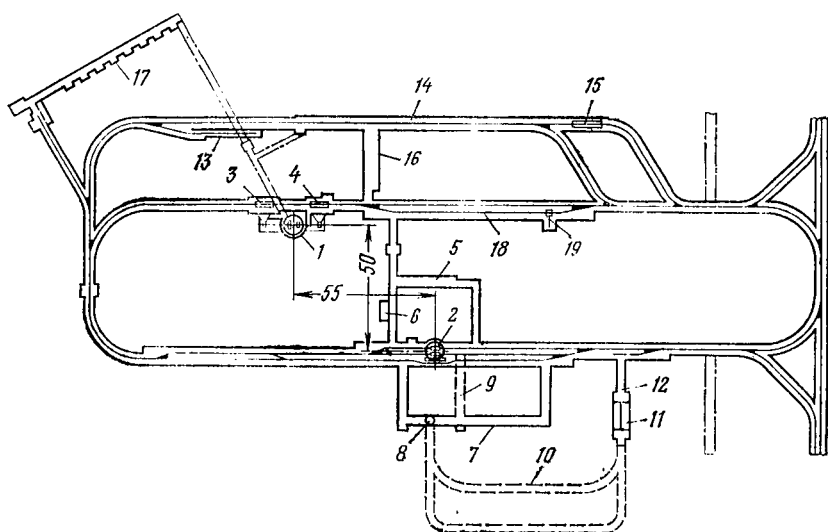


Рис. 32. Круговой околоствольный двор для шахт производительностью до 6000 т угля в сутки:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — угольная разгрузочная яма; 4 — породная разгрузочная яма; 5 — камера ожидания; 6 — камера медпункта; 7 — камера центральной электроподстанции; 8 — камера главного водоотлива; 9 — водотрубный ходок; 10 — водосборник; 11 — камера осветляющих резервуаров; 12 — камера обезвоживающей установки; 13 — депо противопожарного поезда; 14 — гараж-зарядная; 15 — ремонтная мастерская; 16 — камера выпрямительной подстанции; 17 — склад ВМ; 18 — путь для стоянки пассажирского состава; 19 — санузел

ствольные дворы предназначены для связи между шахтными стволами и горизонтальными выработками, вскрывающими угольные пласты. Они являются своего рода станцией, на которую поступает весь груз, подлежащий выдаче на поверхность, и с которой отправляются составы порожних вагонеток, материалы и оборудование к рабочим участкам.

Выработки околоствольного двора относятся к капитальным. Срок их службы при способах вскрытия, не предусматривающих углубку стволов, равен сроку службы шахты. В случаях, когда стволы углубляют, околоствольный двор служит в течение времени отработки горизонта (один срок на откаточном, второй на вентиляционном горизонте). Закрепляют околоствольные дворы такими видами крепи, которые не требуют существенного ремонта в тече-

ние всего срока службы: бетоном, металлом, сборным железобетоном, а отдельные сопряжения — железобетоном.

Типов околоствольных дворов встречается много. Рациональными из них считаются такие, которые обеспечивают простоту маневров с груженными и порожними составами с применением средств механизации, отсутствие встречных грузопотоков по одному и тому же пути, а также требуют минимального количества обслуживающего персонала.

За основное направление откаточных выработок околоствольного двора принимают ветвь клетевго ствола, которая совпадает с направлением оси клетей, а ветвь скипового ствола и обгонные выработки располагаются преимущественно параллельно клетевой ветви.

Основные отличительные признаки околоствольных дворов: расположение клетевой ветви по отношению к магистральной выработке (параллельные, перпендикулярные, диагональные); количество направлений подхода грузов; характер движения вагонеток.

Различают околоствольные дворы круговые (вагонетки входят и выходят одной и той же своей стороной) и челноковые (вагонетки входят одной стороной, выходят другой) и др.

Наибольшее распространение получили круговые околоствольные дворы с перпендикулярным (рис. 33, а) или параллельным (рис. 33, б) расположением транспортных выработок по отношению к главному магистральному штреку или квершлагу.

Околоствольные дворы с круговым движением вагонеток могут быть с двусторонним (см. рис. 32) или с односторонним поступлением составов. В последнем случае околоствольный двор, в котором грузовая ветвь главного ствола является продолжением квершлага, называется петлевым (рис. 33, в).

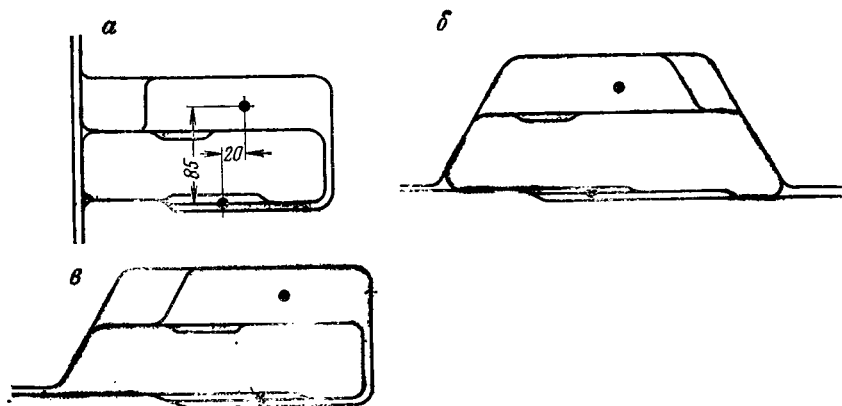


Рис. 33. Типы околоствольных дворов:

а, б — круговой соответственно перпендикулярный и параллельный;
в — петлевой

При наклонных стволах выработки околоствольного двора располагаются иначе, чем при вертикальных.

Выбор типа околоствольного двора определяется рядом факторов, в том числе: углом падения пластов, их числом и расстоянием между ними, способом вскрытия шахтного поля, а также устойчивостью горных пород, в которых предполагается сооружать околоствольный двор. Кроме того, учитывается экономичность привязки того или иного типа околоствольного двора к конкретной схеме вскрытия. Минимальный его объем достигается в том случае, когда клетевая ветвь является одновременно частью магистральной выработки.

Объем околоствольных дворов составляет всего лишь 7—15% общего объема подземных выработок, а продолжительность их сооружения превышает 60% общего срока строительства шахты. Это в основном обусловлено сложностью конфигурации, многообразием сечений выработок, большим количеством сопряжений, закруглений, камер. Поэтому конфигурация его должна быть такой, при которой обеспечивалось бы правильное разрешение всех вопросов транспорта, возможность применения простых технологических схем сооружения выработок и сокращения сроков строительства.

§ 29. Камеры околоствольного двора

В пределах околоствольного двора, как указывалось выше, сооружают ряд камер, имеющих различное назначение.

Н а с о с н а я к а м е р а (см. рис. 32) служит для установки не менее трех насосных агрегатов главного водоотлива шахты. Она располагается в непосредственной близости от клетевоего ствола. Камера имеет два ходка: горизонтальный, соединяющий ее с клетевой ветвью околоствольного двора, и наклонный, соединяющий камеру со стволом (трубный ходок). В горизонтальном ходке устанавливают решетчатую и герметическую двери для изолирования насосной камеры от остальных выработок в случае угрозы затопления их при внезапном прорыве воды в шахту. Наклонный ходок служит для вывода нагнетательных трубопроводов в ствол, а также для сообщения с камерой в аварийных случаях. Для этого сопряжение наклонного ходка с шахтным стволом производится выше пола насосной камеры на расстоянии не менее 7 м; угол наклона ходка не более 30°.

В о д о с б о р н и к и являются резервуарами для сбора шахтной воды и подачи ее через водозаборный колодец к насосам для последующей откачки на поверхность. Поскольку шахтная вода содержит большое количество минеральных частиц, водосборники выполняют также роль отстойника.

Водосборник с клетевой ветвью соединяется через **камеры осветляющей установки и осветляющих резервуаров**, в которых шахтная вода освобождается от твердых частиц (породы, угля и пр.). Они располагаются вблизи

нижней точки околоствольного двора для обеспечения естественного стока воды. Емкость водосборников определяется расчетом не менее чем на четырехчасовой приток воды в шахту. Водосборники следует крепить бетоном, сборным железобетоном или анкерной крепью.

Центральная электростанция служит для приема с поверхности и распределения электроэнергии между подземными потребителями. Она, как правило, примыкает к насосной камере, от которой отделяется противопожарной дверью. С другой стороны камера соединяется ходком с клетевой ветвью околоствольного двора. В ходке устанавливают решетчатую и герметическую двери.

Угольная и породная разгрузочные ямы располагаются на скиповой ветви, для чего предусматривается ее расширение, где производят разгрузку вагонеток с откидным днищем с углем и породой. Под разгрузочными ямами находятся камеры-бункеры. Они необходимы для обеспечения независимой работы подземного транспорта от работы подъема. Емкость бункера для угля должна быть не менее емкости двух составов, для породы — определяется проектом. Ниже бункеров, на сопряжении со скиповым стволом, имеются камеры с автоматическим разгрузочным устройством, при помощи которого производится дозировка необходимого объема угля (или породы) для заполнения скипа.

Депо аккумуляторных электровозов состоит из трех сблокированных между собой камер: зарядной, преобразовательной подстанции и ремонтной мастерской. Здесь происходит преобразование переменного тока в постоянный, необходимый для зарядки батарей. Зарядная располагается параллельно скиповой ветви и соединяется с ней, в зависимости от числа электровозов, двумя-тремя заездами. Для обособленного проветривания, которое необходимо в связи с выделением вредных газов при зарядке аккумуляторных батарей, проходится сбойка, соединяющая зарядную со скиповым стволом.

Камера ожидания служит для размещения рабочих, ожидающих выезда из шахты. Располагают ее у клетевых стволов. Камера ожидания имеет два выхода — один на грузовую, другой на порожняковую сторону.

Камера медицинского пункта служит местом оказания первой медицинской помощи подземным рабочим.

Депо противопожарного поезда предназначено для размещения в нем противопожарного поезда и склада для хранения инструмента, инвентаря и материалов для тушения пожаров. Сооружают депо в обособленной выработке или расширяют для этого участок транспортной выработки.

Кроме перечисленных, в околоствольном дворе имеются камера диспетчера, которая служит центральным пунктом управления подземным транспортом и контроля за работой участков, подземная кладовая, склад для хранения взрывчатых материалов и пр.

§ 30. Привязка околоствольного двора к вскрывающим выработкам

При выборе типа околоствольного двора необходимо учитывать экономичность привязки, которая оценивается степенью использования транспортной вскрывающей выработки как его части.

При вскрытии горизонтального пласта и двусторонней разработке шахтного поля наиболее рациональным является параллельный околоствольный двор, при котором участки штреков главных направлений можно использовать в качестве грузовых и порожняковых ветвей околоствольного двора (см. рис. 25).

При вскрытии одного негоризонтального пласта составы в околоствольный двор поступают или по главному штреку, часть которого является главной транспортной выработкой околоствольного двора, или по квершлагу, если околоствольный двор располагается, например, в лежащем боку пласта. В первом случае может быть принят круговой параллельный околоствольный двор, а во втором — петлевой (см. рис. 33).

При вскрытии свиты пластов вертикальными стволами и капитальными или погоризонтными квершлагами околоствольный двор может занимать положение между пластами, примыкая к квершлагу. В последнем случае целесообразно применять круговой параллельный околоствольный двор (рис. 34, в).

Если же расстояние между отдельными пластами (или свитами пластов) невелико, то расположенный между ними параллельный околоствольный двор пересечет своими выработками отдельные пласты. В этой связи с квершлага придется проводить дополнительные заезды на пласты. Объем заездов может быть настолько большим, что параллельный околоствольный двор окажется экономически невыгодным по сравнению, например, с петлевым или круговым, которые не требуют большого расстояния между пластами (рис. 34, а, б). При вскрытии крутых и крутонаклонных

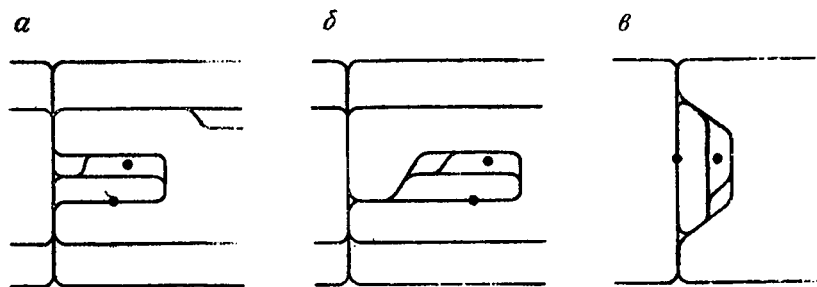


Рис. 34. Привязка околоствольного двора при вскрытии свиты пластов: а — кругового перпендикулярного; б — петлевого; в — кругового параллельного

пластов, когда стволы располагаются в лежащем боку свиты, целесообразно применять петлевые околоствольные дворы.

Выбор типа околоствольного двора с точки зрения устойчивости его выработок решается в каждом конкретном случае с учетом свойств пород в месте его заложения. Считают выгодным протяженные выработки располагать вкрест простирания пород, особенно при разработке крутых пластов, так как их устойчивость в этом случае является более высокой. Однако при наличии мощных слоев крепких пород околоствольный двор может быть заложен по простиранию в этих породах. При вскрытии одиночного пласта большая часть выработок перпендикулярного (петлевого и кругового) околоствольного двора располагается вкрест простирания пород, а параллельного — по простиранию. При расположении околоствольных дворов между отдельными пластами свиты картина получается обратной.

Экономичность привязки того или иного типа околоствольного двора к различным схемам вскрытия определяется по объему выработок околоствольного двора за вычетом объема главной откаточной выработки, расположенной в его пределах и являющейся частью квершлага или штрека.

Наиболее экономичным из рассмотренных считается параллельный околоствольный двор, поскольку вся его грузовая ветвь является частью главной откаточной выработки. Однако при этом, как отмечалось выше, следует учитывать, не потребует ли его привязка проведения дополнительных выработок.

§ 31. Технологический комплекс поверхности шахты

Технологический комплекс поверхности шахты — комплекс зданий, сооружений и оборудования, предназначенных для подъема, приема, переработки и отправки потребителям полезного ископаемого, приема и складирования породы, подачи воздуха в шахту (а при необходимости и его кондиционирования) для проветривания подземных выработок, обеспечения горных работ электро- или пневмоэнергией, бытового обслуживания трудящихся и для очистки шахтных вод.

Капитальные затраты на сооружение объектов поверхности составляют 20—30% общих затрат на строительство шахты; трудоемкость работ на поверхности составляет 20—25% общей трудоемкости добычи 1 т угля. Поэтому степень совершенства поверхности существенно влияет на уровень технико-экономических показателей шахты. При этом одним из основных требований к поверхности является компактность, т. е. максимальная плотность застройки зданиями и сооружениями.

Технологический комплекс состоит из трех основных блоков: главного ствола, вспомогательного ствола и административно-бытового комбината, а также из отдельно стоящих зданий и сооружений, которые по своим технологическим особенностям и спе-

циальным требованиям не могут быть заблокированы. К ним относятся: вентиляторная установка, открытая электроподстанция, резервуары для воды, эстакады, градирня и др. (рис. 35).

Блок главного (скипового) ствола включает: копер, помещения технологического комплекса по приему угля и породы, пункт безбункерной погрузки угля в железнодорожные

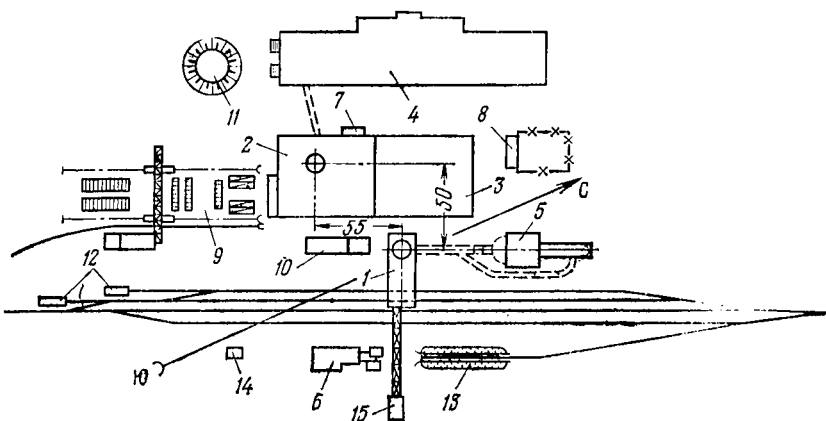


Рис. 35. Технологический комплекс поверхности шахты:

1 — блок технологического комплекса и пункта безбункерной погрузки угля главного ствола; 2 — блок технологического комплекса помещений вспомогательного ствола; 3 — секция подъемных установок главного и вспомогательного ствола; 4 — здания административно-бытового комбината; 5 — здание вентиляторов; 6 — здание котельной; 7 — caloriferная; 8 — электроподстанция; 9 — склад материалов; 10 — эстакада; 11 — резервуар противопожарного запаса воды; 12 — гаражи для электротележек; 13 — склад привозных углей для котельной; 14 — служебные здания шахтной станции; 15 — пункт погрузки породы

вагоны, станцию погрузки породы, котельную, помещение подъемных установок.

Блок вспомогательного (клетевого) ствола обслуживает спуск и подъем людей, спуск крепежных и других материалов и оборудования, откатку и обмен вагонеток в клетях на поверхности. В состав блока вспомогательного ствола включают копер, комплекс по обмену вагонеток, помещения ремонтных мастерских, материальные склады, caloriferную и компрессорную, если на шахте используется энергия сжатого воздуха.

Блок административно-бытового комбината (АБК) представляет собой комплекс помещений вспомогательного назначения и состоит из трех основных частей: административно-конторской, зала собраний и банной части, включающей душевые, гардеробные, ламповую, питьевую станцию и прачечную. АБК располагается отдельно от блока вспомогательного

ствола и соединяется с ним утепленным переходом (галереей или тоннелем).

Здание вентиляторной установки сооружается около скипового ствола и соединяется с последним с помощью специальных подземных каналов.

Здание калориферной установки, предназначенной для подогрева поступающего в шахту воздуха в зимнее время, располагается у воздухоподающих стволов шахты.

При разработке пластов на больших глубинах, когда необходимо искусственное охлаждение воздуха, поступающего в шахту, имеется отдельное здание для кондиционирования воздуха.

В технологическом комплексе предусматривают бункера для временного хранения и последующей погрузки угля непосредственно в железнодорожные вагоны, а также специальные аварийные склады на случай длительных перебоев в подаче вагонов и задержки в вывозе полезного ископаемого.

На большинстве шахт на поверхность выдается порода, составляющая 20—30% веса добытого угля, а на старых шахтах и того больше. Эту породу размещают в балках, оврагах или в специальных отвалах, расположенных на территории шахты или вне ее. В балки и овраги породу вывозят на автомашинах, а в отвалы доставляют по канатной дороге или концевым канатом.

На поверхности отдельных шахт имеются фабрики для обогащения углей, поступающих с одной или нескольких шахт, а также пункты для рассортировки угля по крупности.

На поверхности шахты должен быть предусмотрен комплекс мероприятий по охране окружающей среды. Так, из шахты в атмосферу выбрасывается большое количество загрязненного воздуха, содержащего угольную и породную пыль, примеси вредных газов, который подлежит очистке. Откачиваются загрязненные взвешенными веществами минерализованные и кислые шахтные воды, которые до сброса их в водоемы также должны подвергаться обработке: соответственно очистке, опреснению, нейтрализации.

Особенно остро стоит вопрос с размещением породы, выдаваемой на поверхность земли из шахт и рудников, которая ранее повсеместно складировалась в отвалы. В настоящее время по стране насчитывается 2109 отвалов угольных шахт, из них 737 горящих, которые занимают десятки тысяч гектаров земельных угодий. При строительстве новых шахт, кроме прочих мероприятий, необходимо максимально использовать овраги, балки и другие участки, непригодные для сельскохозяйственных целей, для размещения породных отвалов с последующей рекультивацией, т. е. выравниванием, покрытием поверхности плодородным слоем почвы, посадкой деревьев.

На выбор схемы расположения технологического комплекса шахты влияет ряд факторов. Основными из них являются: способ вскрытия (вертикальными, наклонными стволами или штольными); принятый вид шахтного подъема (скиповой, клетевой, конвейер-

ный); взаимное расположение стволов и подъемных сосудов; количество отдельно выдаваемых марок угля; производственная мощность шахты и срок ее службы.

На рис. 35 приведена схема расположения технологического комплекса поверхности шахты с вертикальными стволами. Харак-

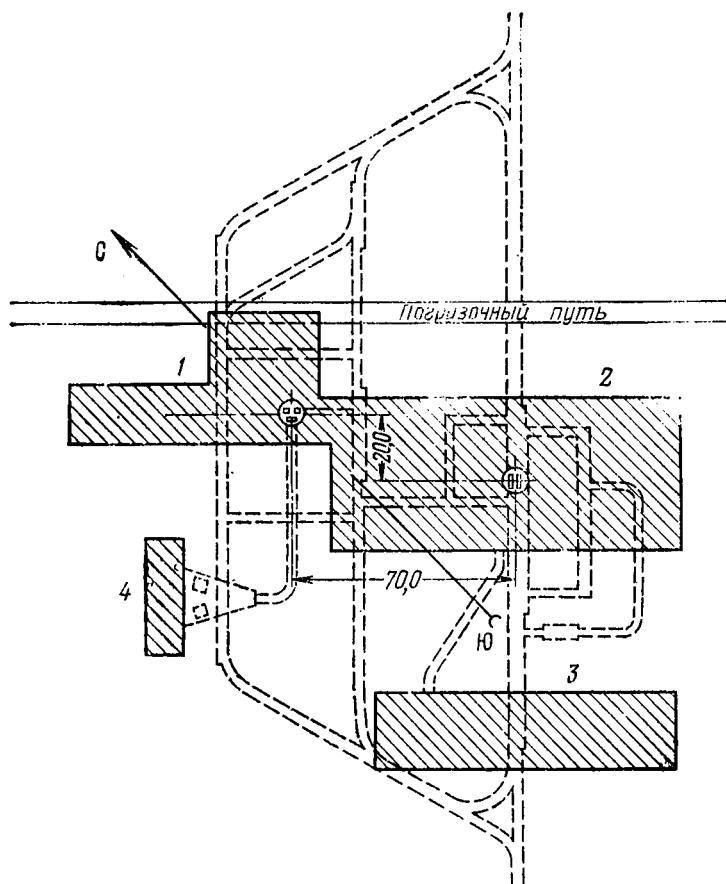


Рис. 36. Совмещенный план поверхности и околоствольного двора:

1 — блок главного ствола; 2 — блок вспомогательного ствола;
3 — АБК; 4 — вентиляционная установка

терные особенности этой схемы — выдача угля и породы по одному стволу, отсутствие складов крепежных материалов, отправка породы канатной дорогой в отвал, расположенный вне территории шахтной поверхности. При этом выданный из шахты уголь поступает первоначально в бункера, а из последних грузится в железнодорожные вагоны.

§ 32. Увязка околоствольного двора и технологического комплекса поверхности

Околоствольный двор и комплекс поверхности взаимно увязаны между собой: откаточные выработки следует ориентировать по направлению продольных осей клетевых подъемов, которые в свою очередь, зависят от компоновки технологического комплекса на поверхности и расположения шахтной железнодорожной станции.

Очень важное значение имеет оптимальное расстояние между стволами шахты, которое обычно принимают равным 70—80 м для обеспечения рационального размещения сооружений на поверхности и необходимой устойчивости горных выработок.

Продольные оси клетей принято располагать параллельно или перпендикулярно к железнодорожным путям шахтной станции. В первом случае стволы располагают на линии, параллельной железнодорожным путям, на расстоянии 80 м друг от друга, во втором случае расположения расстояние между взаимно перпендикулярными осями стволов составляет 70 и 20 м (рис. 36) или же 50 и 55 м.

Непременным условием является соответствующее ориентирование по частям света околоствольного двора и технологического комплекса поверхности, для чего желательно стрелку север — юг проводить так, чтобы она на обоих чертежах проходила через ось главного (скипового) ствола.

ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава V.

ТЕХНОЛОГИЯ, МЕХАНИЗАЦИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ ПЛАСТАХ

§ 33. Горное давление в очистном забое. Классификация вмещающих пород

При подземной добыче полезного ископаемого в толще горных пород образуются пустоты — выработанное пространство — иногда весьма значительных размеров. Выработки, в которых производится выемка полезного ископаемого, называются **очистными**. Для обеспечения устойчивости очистных выработок, а в отдельных случаях и для защиты земной поверхности от образования провалов и трещин, в выработанном пространстве иногда оставляют участки полезного ископаемого — опорные целики или же ведут очистные работы с закладкой или обрушением вмещающих пород.

Опорные целики предназначены для удержания вышерасположенных пород от обрушения, а земной поверхности от опускания.

При разработке месторождения с закладкой выработанное пространство заполняют пустыми породами — закладочным материалом, а если с обрушением, то породы кровли над выработанным пространством не удерживают ни целиками, ни закладочным массивом, и они обрушаются, заполняя выработанное пространство и воспринимая на себя давление вышележащих пород.

Указанные мероприятия — оставление целиков, закладка выработанного пространства и обрушение пород кровли, направлены на защиту горных выработок от воздействия на них так называемого горного давления.

Горное давление — это напряжения, возникающие в массиве горных пород, окружающих горную выработку. Проявляется оно в деформациях и разрушении крепи, опускании и обрушении пород, окружающих горную выработку, пучении почвы, раздавливании целиков, уплотнении закладочного массива и т. д. Основные причины, вызывающие горное давление, — собственный вес пород, тектонические силы и температурные градиенты.

В комплексе вопросов, с которыми встречаются горная наука и практика, горное давление занимает одно из важных мест, так как эффективность и безопасность горных работ в значительной степени зависят от характера его проявления и от умения управлять им.

Факторы, влияющие на характер проявления горного давления, весьма разнообразны и могут быть разделены на две группы: геологические и горнотехнические. К первым относят физико-механические свойства горных пород, угол падения и мощность разрабатываемого пласта, глубину залегания полезного ископаемого. Ко второй группе относят размеры выработки, срок ее поддержания, способ выемки полезного ископаемого, конструкцию крепи, методы разработки полезного ископаемого.

Физико-механические свойства горных пород являются главным фактором, определяющим характер проявления горного давления, их устойчивость и склонность к самообрушению.

В зависимости от способности отдельных слоев породы кровли и почвы к самообрушению, а также от расположения их по отношению к угольному пласту различают ложную, непосредственную и основную кровлю, а также непосредственную и основную почву.

Л о ж н о й к р о в л е й называют залегающий непосредственно над разрабатываемым пластом слой породы незначительной мощности (до 0,5—0,6 м), который легко обрушается одновременно с выемкой угля или с некоторым отставанием от нее. Следует отметить, что многие пласты не имеют ложной кровли.

Н е п о с р е д с т в е н н о й к р о в л е й называют залегающую над пластом или над ложной кровлей толщу пород, которая легко обрушается, причем на небольших площадях, после удаления крепи очистной выработки.

О с н о в н о й к р о в л е й называют толщу крепких, устойчивых пород, залегающих над непосредственной кровлей и обрушающихся при значительной площади обнажения. Основная кровля может залегать и непосредственно над пластом угля.

Ложная кровля обычно состоит из углистых и слабых глинистых сланцев; непосредственная кровля чаще всего представлена песчано-глинистыми и глинистыми сланцами, а основная — известняками и песчаниками, реже — крепкими глинистыми сланцами.

Толщу пород, залегающую непосредственно под угольным пластом, называют **н е п о с р е д с т в е н н о й п о ч в о й**. Со свойствами непосредственной почвы связаны явления пучения пород, вдавливания в нее крепи, а на крутом падении — сползание и обрушение.

Толщу пород, залегающую ниже пород непосредственной почвы, называют **о с н о в н о й п о ч в о й**.

Породы кровли разделяют на четыре класса (б. ВУГИ) по их обрушаемости; в основу классификации положены характер обрушаемости и высота их обрушения.

Класс I — в непосредственной кровле залегает толща легкообрушающихся пород. Мощность этой толщи, состоящей из нескольких слоев, не меньше 6—8-кратной мощности разрабатываемого пласта;

Класс II — в непосредственной кровле залегает толща легкообрушающихся пород мощностью менее 6—8-кратной мощности разрабатываемого пласта. В основной кровле залегают труднообрушающиеся породы, которые обрушаются лишь спустя некоторое время после подвигания очистных работ и обнажения кровли на значительной площади;

Класс III — в непосредственной кровле залегает относительно мощный пласт труднообразующихся пород. В отдельных случаях непосредственная кровля отсутствует и над пластом залегает основная кровля, допускающая обнажения на значительной площади;

Класс IV — в непосредственной кровле залегают породы, способные плавно опускаться без значительных разрывов и трещин (при мощности пласта до 0,8—1,0 м).

Породы кровли имеют различную устойчивость. Устойчивостью называют свойства пород удерживаться от сдвижения, деформации или обрушения при обнажении их по мере выемки угля. В зависимости от площади и времени сохранения устойчивости без применения крепи различают кровлю неустойчивую, обрушающуюся вслед за подвиганием забоя; слабоустойчивую, когда кровля в призабойной полосе шириной до 1 м сохраняет устойчивость не более чем 2—3 ч, среднеустойчивую и устойчивую, когда в призабойной полосе шириной до 2 м она сохраняет устойчивость соответственно до 1 и 2 суток и, наконец, весьма устойчивую кровлю, обладающую длительной устойчивостью в призабойной полосе шириной 5—6 м.

По «Единой классификации горно-геологических условий подземной добычи угля комплексами оборудования для пластов с углами падения до 35°», разработанной постоянной комиссией по угольной промышленности СЭВ, кровли по управляемости рекомендуется подразделять на две группы: легкоуправляемые и трудноуправляемые. К трудноуправляемым относят кровли, структура и параметры пород которых характеризуются одновременно наличием следующих факторов: мощность непосредственной кровли, состоящей из легкообрушающихся пород, не более трех мощностей пласта; основная кровля представлена слоем однородного литологического состава (песчаника, известняка и др.) с коэффициентом крепости по М. М. Протодяконову не менее 7 и мощностью не менее двухкратной мощности пласта; шаг первичной осадки основной кровли должен быть более 30 м.

По устойчивости непосредственная кровля разделяется на три группы: неустойчивая, средней устойчивости и устойчивая.

Неустойчивая кровля характеризуется коэффициентом крепости 2,5, слоистой структурой с плоскостями ослабления при тол-

щине слоев до 0,25 м или трещиноватостью при расстоянии между трещинами до 0,4 м.

Кровля средней устойчивости характеризуется одновременно наличием следующих факторов: коэффициентом крепости 2,5—5,0; слоистой структурой с плоскостями ослабления при толщине слоев до 0,5 м или трещиноватостью при расстоянии между трещинами до 0,6 м.

Устойчивые кровли характеризуются породами с пределом прочности более 5, нерасслаивающимися или слоистыми с мощностью слоев более 0,2 м без плоскостей ослабления.

Породы почвы по прочности делятся на слабые и прочные. К категории слабых относятся почвы с сопротивлением вдавливанию менее 25 кгс/см², а прочные — более 25 кгс/см².

§ 34. Управление горным давлением

Управление горным давлением — совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве очистного забоя для обеспечения необходимых производственных условий безопасной, эффективной и наиболее полной выемки полезного ископаемого.

Правильно выбранный способ управления горным давлением должен обеспечивать сохранность очистных выработок, предупреждать массовые стихийные обрушения боковых пород путем переноса опасных сдвижений пород за пределы призабойного пространства, и самовозгорание угля, способствовать повышению производительности труда рабочих.

В настоящее время основным и самым распространенным способом управления горным давлением является полное обрушение пород кровли; перспективным — полная закладка выработанного пространства пустой породой, добываемой в шахте или поступающей с поверхности. Остальные способы: частичное обрушение, частичная закладка, плавное опускание — имеют ограниченную область применения, которая непрерывно сужается, а потому не рассматриваются.

Распределение добычи угля из действующих очистных забоев по способам управления горным давлением за 1977 г. (в процентах от общей добычи) приведено в табл. 4.

Управление горным давлением полным обрушением. Практически все комплексы с механизированной крепью работают в сочетании с полным обрушением пород кровли. Сущность этого способа сводится к следующему. Горные породы в нетронutom массиве находятся в состоянии напряженного равновесия. При введении очистных работ это равновесие нарушается и происходят сложные механические процессы. Незнученность характера проявления горного давления в зоне очистных выработок обусловила появление ряда гипотез. Наиболее полной является комбинированная гипотеза плит и балок, разработанная А. А. Борисовым. По этой

100

Т а б л и ц а 4

Бассейн	Полное обрушение и плавное прогибание кровли	С применением специальных методов ослабления труднообрушаемой кровли	Полная закладка		Частичная закладка и частичное обрушение
			Всего	В том числе гидрозакладка	
Донецкий	93,2	1,9	1,1	0,2	3,8
Подмосковный	100	—	—	—	—
Кузнецкий	97,8	0,6	1,6	1,6	—
Печорский	93,4	5,1	—	—	1,5
Карагандинский	97,5	2,2	—	—	0,3
Минуглепром СССР	95,4	1,6	0,8	0,4	2,2

гипотезе непосредственная кровля имеет два режима работы: начального и установившегося движения.

Начальное движение охватывает период от проведения разрезной печи до первого обрушения непосредственной кровли. По мере отхода забоя от целика площадь обнажения непосредственной кровли возрастает. Породы кровли постепенно изгибаются. Затем наступает первое обрушение плиты непосредственной кровли: форма обрушения близка к овалу и не охватывает всей площади обнажения кровли в пределах опорного прямоугольного контура. Обрушение слоев происходит последовательно, при этом уменьшаются пролеты и, следовательно, площади обнажения верхних слоев по сравнению с нижними. Это наиболее ответственный период в работе лавы, так как начальное обрушение пород нередко начинается внезапно, без предупредительных признаков и сопровождается в отдельных случаях воздушными ударами, распространяющимися и в подготовительные выработки.

В режиме установившегося движения обрушение пород непосредственной кровли, консольно нависающих над забоем лавы, происходит участками регулярно после передвигки механизированной крепи (рис. 37). Расстояние, через которое происходит

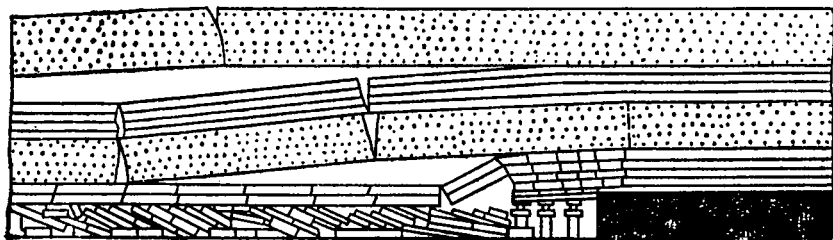


Рис. 37. Схема взаимодействия основной и непосредственной кровли в режиме установившегося движения (по А. А. Борисову)

регулярное искусственное обрушение кровли, называют **шагом обрушения** или шагом посадки. Желательно, чтобы шаг обрушения был равен ширине захвата выемочной машины, т. е. порядка 0,6—0,8 м. Это предохранит крепь от перегрузок и деформаций. Обрушение пород консоли сопровождается ее разрыхлением. Коэффициент разрыхления достигает 1,15—1,20.

В работе основной кровли выделяются также два режима. В первом режиме постепенный прогиб пород приводит к первичному обрушению основной кровли. Оно происходит иногда весьма бурно и может привести к завалу лавы. Во втором режиме разлом основной кровли происходит периодически, после ряда первичных обрушений пород непосредственной кровли, при этом шаг установившегося вторичного обрушения основной кровли в несколько раз меньше шага первичного обрушения и составляет 15—30 м.

Первичное и вторичное обрушения основной кровли происходят неуправляемо, стихийно. Поэтому при разработке угольных пластов с труднообрушаемыми кровлями осуществляют дополнительные мероприятия, исключающие проявление внезапных осадок пород основной кровли.

Управление горным давлением полным обрушением применяют во всех горно-геологических условиях, за исключением случаев, где требуется применение полной закладки, а также при разработке пластов, залегающих в породах, склонных к плавному опусканию без разрывов сплошности.

Управление горным давлением полной закладкой. Под термином «закладка» подразумевается заполнение выработанного пространства закладочным материалом, т. е. пустой породой, состав и свойства которой отвечают определенным требованиям. Закладочный материал, заполнивший выработанное пространство, образует **закладочный массив**.

Применение полной закладки обеспечивает существенное снижение потерь полезного ископаемого в недрах, резкое уменьшение пожароопасности при разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию, увеличение безопасности работ; исключает образование провалов на поверхности, особенно при разработке мощных крутых пластов, и значительные опускания поверхности. Таким образом, разработка месторождений с полной закладкой является одним из мероприятий по охране недр и окружающей среды. Однако возведение закладочного массива является весьма трудоемким дополнительным процессом в технологической схеме подземной добычи угля, связанным с добычей, переработкой и транспортированием закладочного материала и его укладкой. Поэтому закладку применяют лишь в тех случаях, когда другие, более простые и дешевые способы управления горным давлением в данных горно-геологических условиях не могут обеспечить безопасной и эффективной добычи угля.

Управление горным давлением полной закладкой рекомендуют применять (§ 100 ПТЭ):

для охраны ответственных сооружений и водоемов на поверхности;

при слабых, склонных к сползанию пород почвы или весьма слабых породах кровли и почвы на крутых пластах;

под пожарными участками и участками, опасными по прорывам глины;

как правило, при разработке мощных крутых месторождений с самовозгорающимися полезными ископаемыми;

при разработке крутых пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

В настоящее время находят применение гидравлическая, пневматическая, самотечная и механическая закладки.

Закладочный материал может быть доставлен с поверхности или получен непосредственно в шахте. Добыча закладочных материалов (песок, гравий или коренные скальные породы) производится на механизированных централизованных карьерах. Кроме того, в качестве закладочного материала используют шлак металлургических заводов, отходы обогатительных фабрик, а также породу, получаемую от проведения подготовительных выработок или из шахтных отвалов.

Актуальной задачей является расширение использования породы последних двух источников: шахтные отвалы горят и загрязняют атмосферу вредными газами и пылью, а при значительной высоте их создаются предпосылки для опасных оползневых явлений. Кроме того, они занимают земельные участки значительной площади.

Гидравлическая закладка основана на использовании энергии потока воды, движущегося по трубам под напором, перемещающего закладочный материал с поверхности до места укладки и производящего укладку породы в выработанное пространство.

Технологическая схема гидрозакладки включает ряд процессов: образование пульпы в смесительных камерах, гидротранспортирование закладочного материала до выработанного пространства и его укладка, отвод, осветление и откачка воды на поверхность.

Схематично гидрозакладочную установку можно представить в следующем виде (рис. 38). Закладочный материал из бункера 1 подается на смесительный лоток 2, расположенный в специальной смесительной установке (камере), находящейся на поверхности или неглубоко под землей. На лотке 2 закладочный материал размывается струей воды из гидромонитора 3 и образует пульпу. Пульпа стекает в приемную смесительную воронку, которая имеет форму конуса и закрыта сверху предохранительной решеткой. Снизу к воронке примыкает трубопровод (пульповод) 4 диаметром 150—200 мм, по которому пульпа движется до выработанного пространства, подлежащего закладке. Для получения плотного закладочного массива нет необходимости пропускать через выработанное пространство всю воду, необходимую для гидротранспорта.

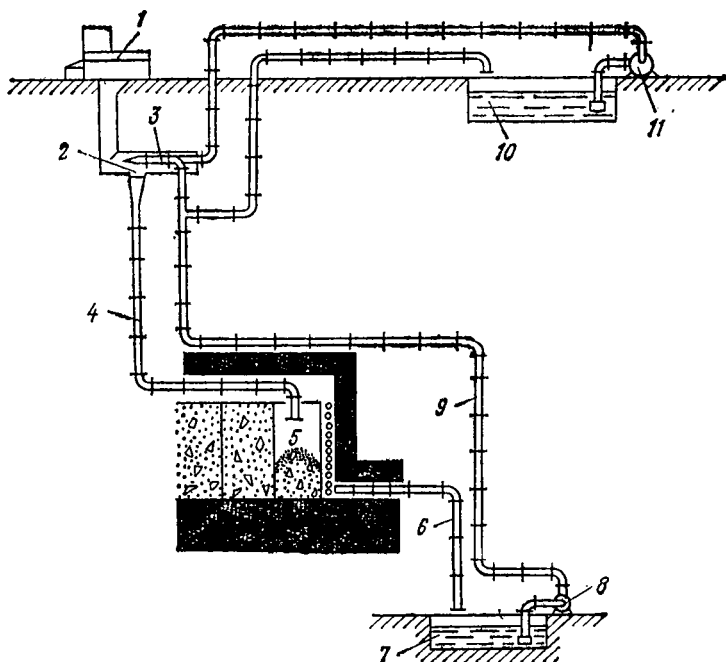


Рис. 38. Принципиальная схема комплекса гидравлической закладки

Значительную часть ее отделяют от пульпы на вентиляционном горизонте с помощью специальных водоотделителей и отводят по трубам в водосборник, что существенно снижает обводнение и заиливание основных выработок. Это особенно важно при разработке крутых пластов с легкоразмываемыми и пучащими боковыми породами. В выработанном пространстве пульпа сбрасывается; твердые частицы, выпадая, образуют закладочный массив 5, а вода по дренажной трубе 6 (или канавке) отводится в подземный водоотстойник 7. Отсюда насосами 8 по трубопроводу 9 осветленная вода перекачивается в смесительную камеру для повторного использования или в водоотстойник 10 на поверхности. Из этого водоотстойника вода насосами 11 подается в смесительную камеру. Убыль воды периодически восполняется из других источников.

Движение пульпы по трубопроводам обеспечивается за счет напора, создаваемого разностью высотных отметок смесительной камеры и места ведения закладочных работ, а также под действием удельного веса пульпы.

Чтобы обеспечивалась подвижность пульпы, она должна иметь определенную консистенцию, т. е. отношение единицы объема транспортируемого твердого материала к объему расходуемой воды. Это отношение зависит от крупности закладочного материала

и принимается для кусков размером от 1 до 2 мм — 1 : 2; при размере от 40 до 60 мм — 1 : 6. Предельная дальность транспортирования дробленых пород под естественным напором составляет не более восьмикратной вертикальной высоты пульповодного става.

Перед возведением закладочного массива на участке, подлежащем закладке, временно прекращают добычу угля и проводят подготовительные работы, заключающиеся в возведении ограждающего органного ряда, укладке труб и желобов. Пульпа обладает большой подвижностью и легко растекается под углом 5—8° к горизонту. Поэтому все выработки, примыкающие к закладываемому пространству, должны быть изолированы отшивкой или перекрыты перемычками.

Отстойники для воды проводят в боковых породах или по углю ниже основного откаточного штрека. Места расположения отстойников определяют в каждом конкретном случае в зависимости от применяемой системы разработки и расположения соседних выработок.

Достоинства гидравлической закладки: высокая степень механизации и малая трудоемкость закладочных работ; простота оборудования и ведения работ; высокая производительность закладочного комплекса. Кроме того, гидрозакладка обеспечивает значительную плотность закладочного массива, усадка составляет 7—15%.

Недостатком гидрозакладки является ввод в шахту большого количества воды, которая увлажняет воздух и загрязняет мелкими фракциями закладочного материала горные выработки. Для ее осветления требуются дополнительные выработки, а для откачки — насосные установки. Кроме того, требуются крупные первоначальные затраты на сооружение гидрозакладочного комплекса.

В рудной промышленности при разработке особо ценных богатых руд применяют твердеющий закладочный материал для заполнения выработанного пространства и возведения искусственных целиков. В состав закладочного материала вводится в качестве составляющего компонента вяжущее вещество (цемент и др.).

Пневматическая закладка основана на использовании энергии струи сжатого воздуха, при определенной (критической) скорости движения которого происходит перемещение закладочного материала по трубам и забрасывание его в выработанное пространство.

Механическое смешивание сжатого воздуха и закладочного материала производится в пневматических закладочных установках различных конструкций, например ДЗМ-2 (рис. 39). Машина устанавливается в специальных камерах, место сооружения которых выбирается с учетом конкретных условий. Закладочный материал транспортируется к пневматическим установкам ленточным конвейером через специальный питатель, который регулирует количество подаваемого закладочного материала в соответствии

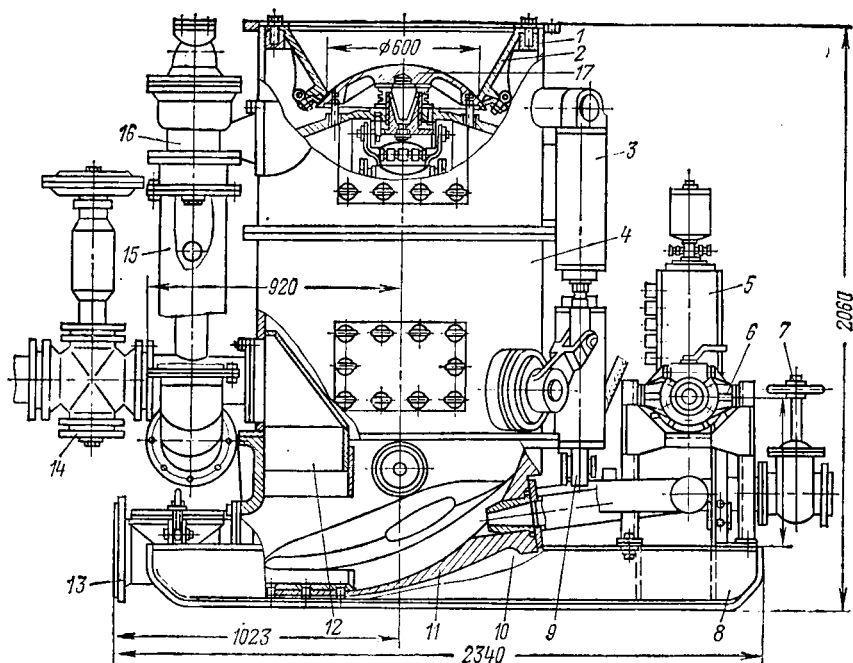


Рис. 39. Двухкамерная закладочная машина ДЗМ-2 со струйным дозатором
 1 — верхняя камера; 2 — бункер верхней камеры; 3 — приводной цилиндр затвора нижней камеры; 4 — нижняя камера; 5 — воздухораспределительная коробка; 6 — пневмомотор; 7 — задвижка сопел; 8 — рама; 9 — приводной цилиндр затвора верхней камеры; 10 — сопла поддона; 11 — поддон; 12 — конусообразный патрубок; 13 — разгрузочная горловина; 14 — регулирующий клапан; 15 — выхлопная труба; 16 — управляющий клапан; 17 — затвор

с производительностью машины, а от машины до места укладки он перемещается по трубопроводу диаметром 150—200 мм.

Выработанное пространство, подлежащее закладке, отгораживают от призабойного специальной обшивкой из досок, обапол или металлической сетки, ячейки которой заполняют картонной массой, для изоляции от пыли. Кроме того, для снижения пылеобразования в процессе закладки применяют орошение, а также вводят воду в трубопровод на расстоянии 20—30 м от выхлопного конца. Это мероприятие положительно влияет и на плотность возводимого закладочного массива.

Пневматическую закладку применяют при самых различных горно-геологических условиях и системах разработки.

Производительность машины (ДЗМ-2) — до 120 м³/ч; дальность транспортирования закладочного материала по трубопроводу — до 1500 м; давление воздуха, поступающего в машину, — 5,5 кгс/см², в закладочном трубопроводе — до 4,3 кгс/м². Средний

расход воздуха на 1 м^3 транспортируемого закладочного материала составляет 100—110 м^3 .

Пневматический способ возведения закладочного массива обеспечивает высокую его плотность (усадка закладочного массива не превышает 15—20%), простоту транспортирования закладочного материала по трубам и управления процессом возведения закладочного массива в выработанном пространстве.

Основные недостатки пневматической закладки: значительные капитальные затраты на закладочное и силовое оборудование; высокий расход сжатого воздуха на укладку 1 м^3 закладочного материала, что обуславливает высокую стоимость закладочных работ; повышенные требования к качеству закладочных материалов, особенно в отношении содержания в них мелочи, влаги и глинистых примесей; высокий износ трубопровода и его арматуры (переходных колен, задвижек, распределителей).

При проведении подготовительных выработок, используя породу, получаемую при их сооружении, применяют пневматический дробильно-закладочный комплекс «Титан-1».

Самотечная закладка, при которой закладочный материал в выработанном пространстве движется под влиянием собственного веса, применяется при разработке крутонаклонных и крутых пластов.

Механическая закладка находит ограниченное применение при проведении подготовительных выработок с использованием скрепной установки ЗУ-1М.

§ 35. Технология очистной выемки

Под технологией очистной выемки следует понимать совокупность производственных процессов, выполняемых в определенной последовательности в пространстве и времени и направленных на получение готовой продукции.

При подземном методе добычи разрушение угля может осуществляться механическими средствами, взрывчатыми веществами, гидравлическим способом и, наконец, подземной газификацией (рис. 40). Основной является технология с механическим разрушением угля, которая может осуществляться с постоянным присутствием рабочих в очистном забое и без постоянного их присутствия.

В зависимости от применяемых средств механизации очистных работ и поддержания обнаженных пород в призабойном пространстве можно выделить следующие способы выемки угля: комплектом оборудования, очистным комплексом и очистным агрегатом, а также с применением отбойных молотков и взрывчатых веществ (ВВ).

Комплектом оборудования очистного забоя называют набор оборудования, состоящий из выемочной машины и забойного конвейера со средствами механизации его передви-

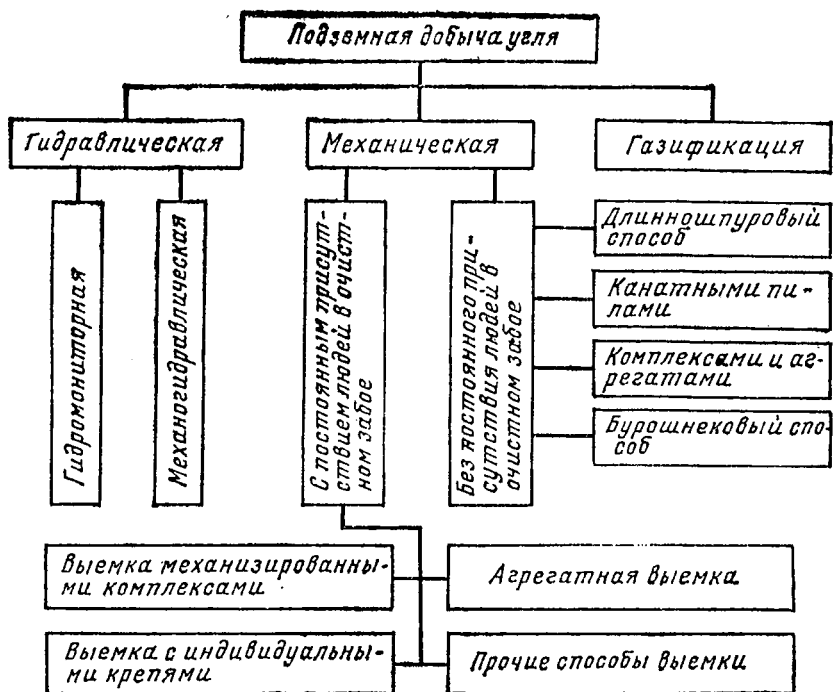


Рис. 40. Классификация подземной технологии очистной выемки

жения, применяемый в сочетании с индивидуальной крепью, устанавливаемой вручную. Область их применения постепенно сужается и перспектив не имеет.

Механизированным очистным (добычным) комплексом называют совокупность взаимно увязанных по своим параметрам и кинематическим связям машин и оборудования, обеспечивающих комплексную механизацию процессов выемки угля при местном управлении ими. В комплексах допускается замена одного типа оборудования другим (например, комбайнов, крепи).

Очистным (угледобывающим) агрегатом называют комплекс машин и механизмов, конструктивно и технически связанных в единое целое и предназначенных для комплексной механизации процессов выемки угля в очистном забое при местном или дистанционном управлении.

Агрегатная выемка с дистанционным управлением, а также бурошнековая выемка, выемка канатными пилами и длинношпуровый способ отбойки угля с помощью ВВ применяются при очистных работах без постоянного присутствия людей в забое.

Различают широкозахватную и узкозахватную выемку.

При широкозахватной выемке добычная машина имеет исполнительный орган с шириной захвата более 1 м и распо-

лагается на почве пласта; эта технология отличается высокой трудоемкостью и широкими перспективами к применению не имеет.

При узкозахватной выемке разрушение угля производится исполнительным органом машины полосами шириной до 1,0 м, т. е. в зоне его эффективного ослабления (отжима) горным давлением. Различают узкозахватную фланговую и фронтальную выемку комбайнами и струговую выемку.

При фланговой выемке разрушение угля осуществляется комбайном (стругом), движущимся вдоль забоя, а комплекс перемещается в направлении подвигания забоя. Выемочная машина может работать по односторонней схеме с холостым ее перегонем в исходное положение и по двусторонней, челноковой схеме. Выемочных машин в лаве может быть одна или две, в последнем случае второй комбайн является вспомогательным. Для первой схемы характерна цикличность в работе, т. е. строгое соблюдение очередности в выполнении отдельных процессов, а для второй — поточность, т. е. совмещение во времени выполнения основных и вспомогательных операций, без технологических перерывов и чередования.

При фронтальной выемке агрегат совместно с выемочными машинами перемещается в направлении подвигания забоя, при этом угольный массив разрушается по всей длине забоя.

§ 36. Технология очистных работ механизированными комплексами с узкозахватными комбайнами

Комплексная механизация — одно из важнейших направлений технического прогресса, которое обеспечивает замену ручного труда системой взаимосвязанных и дополняющих друг друга машин, обеспечивающих механизацию основных и вспомогательных процессов производства. При комплексной механизации достигается повышение безопасности и производительности труда, культуры и технических знаний рабочих; создаются благоприятные условия для автоматизации производственных процессов.

В механизированный комплекс входят: выемочная машина — узкозахватный комбайн; забойный цельнопредвигной или изгибающийся конвейер; гидрофицированная крепь; крепь сопряжения лавы со штреками; перегружатель; гидро- и электрооборудование; различное вспомогательное оборудование (кабелеукладчик, предохранительные лебедки, системы орошения и пылеотсоса и проч.).

Комбайн — выемочная машина, предназначенная для отделения угля от массива, разрушения его на транспортабельные куски и погрузки на забойный конвейер. В зависимости от условий применения (мощности и угла наклона пластов, устойчивости боковых пород и др.) комбайны имеют различную конструкцию. Однако все комбайны — узкозахватные (со шнековым или барабанным исполнительным органом) и к ним предъявляются общие требования: обеспечение отбойки угля любой крепости, высокая производительность, полная погрузка угля на конвейер, выемка угля

на полную мощность пласта и по всей длине лавы, эффективное подавление пыли, образующейся при их работе, и др.

Серийно выпускаемые комбайны: 1ГШ-68, КШ-3М, 2К-52М, 1К-101, МК-67, БК-52 и др. Общее устройство, составные узлы и принцип работы рассмотрим на примере комбайнов 1ГШ-68 и БК-52.

Комбайн 1ГШ-68 (рис. 41) состоит из корпуса и двух симметрично расположенных шнеков: левого 2 и правого 8. В центре корпуса расположены два электродвигателя 6, к ним подсоедине-

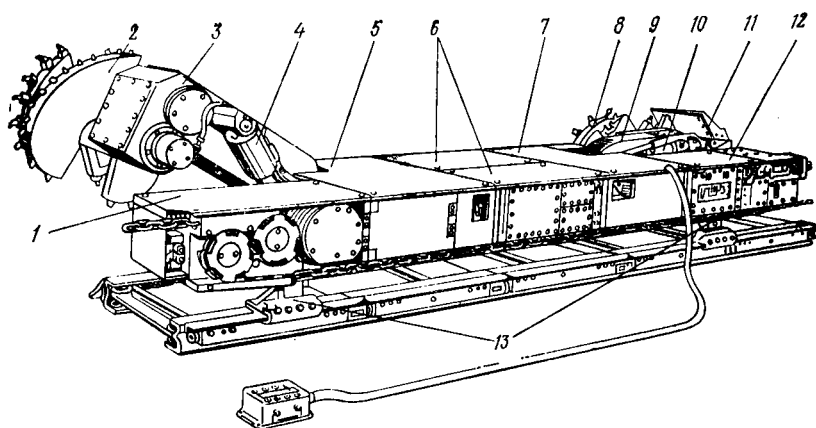


Рис. 41. Комбайн 1ГШ-68

ны левый редуктор 5 с механизмом подачи 1 и правый редуктор 7 с электроблоком 12. Подъем и опускание шнеков 2 и 8 производится соответственно домкратами 4 и 10, которые приводятся в действие с помощью редукторов поворота 3 и 9. Кроме того, имеются два погрузочных щита 11 (один щит сложен в транспортное положение), опорные лыжи 13 и разводка гидросистемы и орошения.

Комбайн работает с рамы забойного конвейера. Подача комбайна осуществляется подающей частью по цепи, растянутой вдоль забоя закрепленной прицепными устройствами на головках конвейера.

При работе комбайна оба шнека разрушают угольный массив и грузят уголь на забойный конвейер. Уголь, остающийся на почве после прохода шнеков, грузится щитом, расположенным позади шнеков. Управление шнеками по мощности пласта осуществляется домкратами подъема. Комбайн при работе удерживается на конвейере опорными лыжами с захватами, скользящими по направляющим конвейера. При углах наклона пласта от 9° и выше комбайн работает с предохранительной лебедкой, канат которой предотвращает его сползание при обрыве цепи.

Управление комбайном, конвейером и предохранительной ледкой осуществляется автоматически с индивидуального пульта.

Комбайн 1ГШ-68 предназначен для выемки угля на пластах с углом падения до 20° , мощностью 1,1—2,5 м, сопротивляемостью угля резания до 300 кгс/см и коэффициентом крепости до 4 (по шкале проф. М. М. Протодьяконова). Работает комбайн по челноковой схеме, с самозарубкой без ниш.

Комбайн БК-52 — узкозахватный, буровой (рис. 42), предназначен для выемки угля на пластах с углом падения до 20° ,

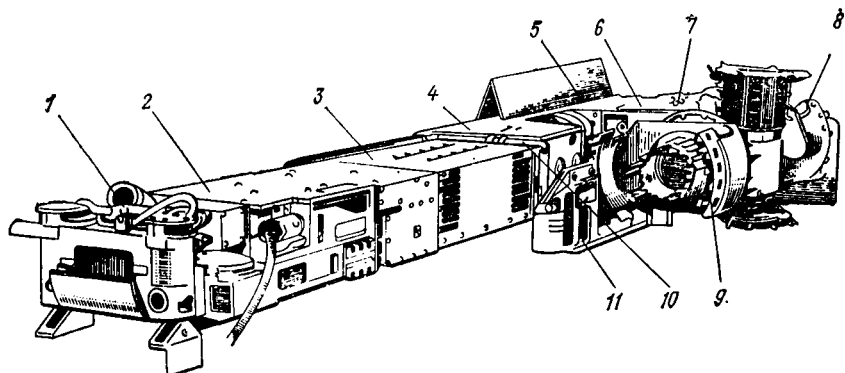


Рис. 42. Комбайн БК-52

1 — электрооборудование и разводка кабеля; 2 — механизм подачи; 3 — электродвигатель; 4 — промежуточный редуктор; 5 — боковые связи с пультом; 6 — редуктор режущей части; 7 — оросительное устройство; 8, 9 — левая и правая коронки; 10 — разводка гидросистемы и орошения; 11 — опорная часть с домкратами

мощностью 0,95—1,4 м, сопротивляемостью угля резанию до 300 кгс/см; величина захвата — 0,63 м.

Техническая характеристика комбайнов, работающих по челноковой схеме, приведена в табл. 5.

Таблица 5

Комбайн	Область применения		Ширина захвата, м	Рабочая скорость подачи, м/мин	Исполнительный орган
	мощность пласта, м	угол падения, градус			
1ГШ-68	1,1—2,5	до 20	0,63; 0,8	0—6,0	Шнековый
1К-101	0,75—1,2	0—20	0,63; 0,8	0—3,5	То же
КШ-3М	1,8—3,5	до 20	0,63; 0,5	0,3—5,5	» »
2К-52М	1,1—1,65	0—35	0,63; 0,8	0—5,45	» »
МК-67	0,7—1,0	0—20	0,8	0—6,0	Барабанный
БК-52	0,95—1,4	0—20	0,63	0—3,5	То же

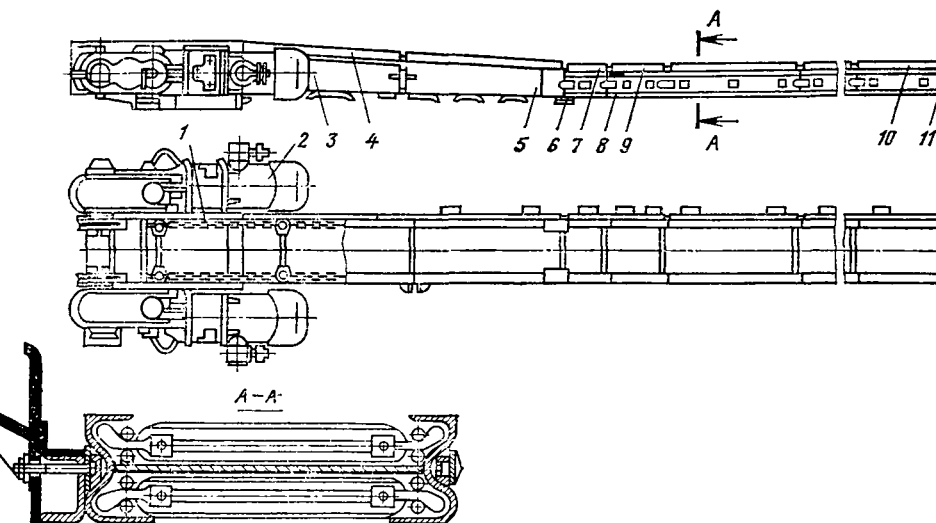


Рис. 43. Забойный скрепковый конвейер:

1 — скрепковая цепь; 2 — приводная головка; 3, 5 — переходные секции; 4 — борт
 6 — секции; 7, 9 — борта укороченных секций; 10 — борт линейной секции; 11 — л
 ловка

Забойные конвейеры. Скребковые конвейеры (рис. 43) предназначены для транспортирования (доставки) угля вдоль очистного забоя в конвейерный штрек. Они обладают большой производительностью и могут доставлять уголь как вниз по падению пласта (под углом до 25°), так и вверх по восстанию (до 12°).

Скребковый конвейер состоит из двух желобов (рештачный или конвейерный став), тягового органа и двух концевых конструкций — приводной и натяжной головок.

Став конвейера состоит из линейных рештаков, бортов и переходных секций. Линейные рештаки соединяются между собой специальными замками, допускающими изгиб рештаков относительно друг друга в горизонтальной и вертикальной плоскостях до 3° , а к раме приводной и концевой головок подсоединяются через переходные секции. Став конвейера имеет прочную конструкцию, допускающую работу выемочной машины непосредственно с его рамы. Он же служит базовой балкой для самопередвигающейся гидравлической крепи.

Тяговым органом конвейера являются две круглозвенные цепи со скребками. Отдельные отрезки цепи соединяются между собой при помощи специальных соединительных звеньев. Тяговые бесконечные цепи со скребками, двигаясь по дну верхнего желоба, перемещают погруженный на конвейер уголь и сбрасывают его при огибании ведущей звездочки приводной головки.

Приводная головка имеет один или два двигателя и редукторы, через которые приводится в движение ведущая звездочка. У конвейеров большой длины и производительности приводы устанавливаются и на концевых головках.

Концевая головка находится в хвостовой части конвейера, имеет обводной барабан со звездочками для цепи и служит для ее натяжения.

Механизированная гидрофицированная крепь — предназначена для крепления кровли в рабочем пространстве лавы или ограждения его от обрушенных пород, управления горным давлением полным обрушением, передвижения става скребкового конвейера и удержания его от сползания. По характеру взаимодействия с боковыми породами крепи делятся на четыре типа: поддерживающие (М-87, МК-97), оградительные (КТУ-2МЭ) и два производных — оградительно-поддерживающие (МК, ОКП-70, М-81) и поддерживающе-оградительные (М-130). Крепи состоят из секций, которые могут включать в себя следующие основные элементы (рис. 44): несущие 1, поддерживающие 2, опорные 3 и оградительные 4. Тип крепи определяется соотношением проекций поддерживающих $L_{\text{п}}$ и оградительных $L_{\text{ог}}$ элементов секции на горизонтальную плоскость в направлении осевой линии секции: у поддерживающих крепей $L_{\text{ог}} = 0$, у оградительных — $L_{\text{п}} = 0$.

Ниже рассмотрена конструкция основных и широко применяемых механизированных крепей.

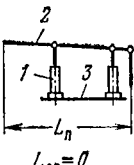
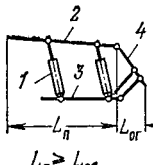
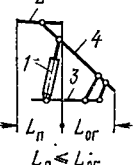
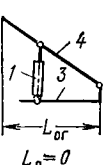
Отличительные признаки	Тип крепи			
	поддерживающая	поддерживающе-оградительная	оградительно-поддерживающая	оградительная
				
Наличие поддерживающих элементов	Имеются			Отсутствуют
Наличие оградительных элементов	Отсутствуют	Имеются		
Наличие связи стоек	С поддерживающими и опорными элементами		С оградительными и опорными элементами	

Рис. 44. Схема для определения типа крепи (по Б. К. Мышляеву)

Крепёж М-87Э — поддерживающего типа (рис. 45) состоит из однотипных секций и направляющих балок. Секция состоит из верхняка 1, двух гидравлических стоек 2 с клапанной коробкой, блока управления 3, буфера 4, одного горизонтального гидродомкрата 5, основания 6, нижнего 7 и верхнего 8 ограждений, шлангов 9. Штоки горизонтальных домкратов соединены с рамой забойного конвейера.

Кровля в призабойном пространстве поддерживается консольной частью перекрытия, а в остальном рабочем пространстве лавы — несущей поверхностью перекрытия, опирающегося на гидравлические стойки секции.

Крепёж М-87Э, а также узкозахватный комбайн ГШ-68, (БК-52 или 2К-52), скребковый конвейер СПМ-87Д и крепёж сопряжения образуют комплекс КМ-87Э, в который, кроме перечисленного

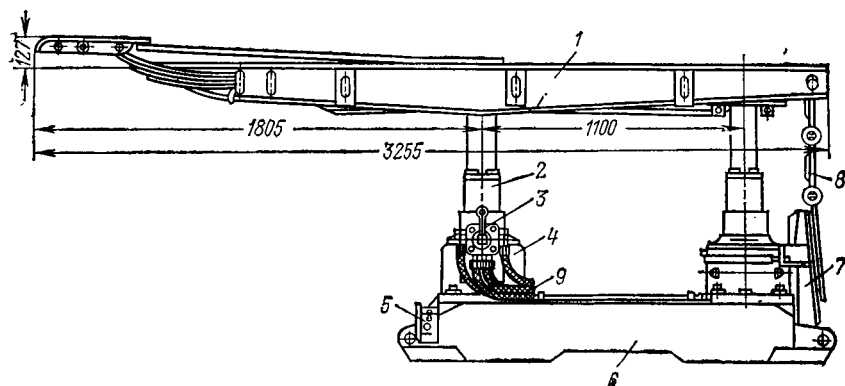


Рис. 45. Секция гидравлической крепи М-87Э

оборудования, входят две насосные и магнитная станции и станция орошения, установленные на штреке.

Крепь «Донбасс» — поддерживающего типа (рис. 46), состоит из шестистоечных секций с шарнирным перекрытием, что создает необходимый проход для людей по лаве и обеспечивает удовлетворительные условия для проветривания. Особенностью

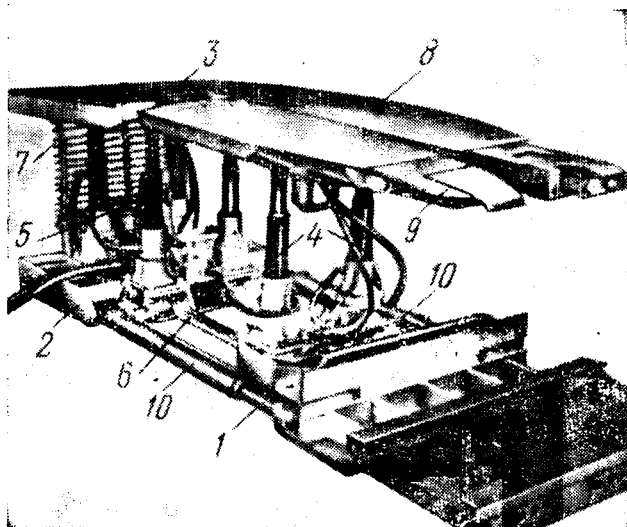


Рис. 46. Секция крепи «Донбасс»:

1, 2 — соответственно шарнирный и посадочный элементы крепи; 3 — шарнирное перекрытие; 4 — стойки шарнирного элемента; 5 — стойки посадочного элемента; 6 — основание; 7 — оградительный элемент; 8 — верхняя; 9 — выдвижная консоль; 10 — гидродомкраты

крепи является наличие выдвижного верхняка, подхватывающего обнажаемую кровлю вслед за проходом комбайна без разгрузки секций крепи. Это обеспечивает условия для более эффективного поддержания кровли в шарнирном пространстве. Крепь «Донбасс», комбайн МК-67 и скребковый конвейер СП-63М входят в комплекс «Донбасс».

Крепь ОКП — относится к оградительно-поддерживающему типу (рис. 47). Она состоит из отдельных одностоечных секций, связанных между собой конвейером и гидрокommunikациями. Каждая секция состоит из основания 1, перекрытия 2, шарнирного четырехзвенника 3, козырька 4, гидростойки 5, гидродомкрата передвижения 6. Крепь ОКП, а также шнековый комбайн КШ-1КГ, забойный конвейер Т-12К, крепь сопряжения Т-6К, электрооборудование и насосная станция составляют комплекс ОКП-70. Общий вид комплекса ОКП в лаве представлен на рис. 48.

На базе крепи МК (рис. 49), узкозахватного комбайна КШ-1КГ или ГШ-68, изгибающегося скребкового конвейера, крепи сопряжений и электрооборудования созданы механизированные комплексы 1МКМ и 2МКЭ.

На рис. 50 представлена секция крепи 2М-81Э комплекса КМ-81Э, состоящего из узкозахватного комбайна и забойного конвейера.

Условия и область применения механизированных комплексов

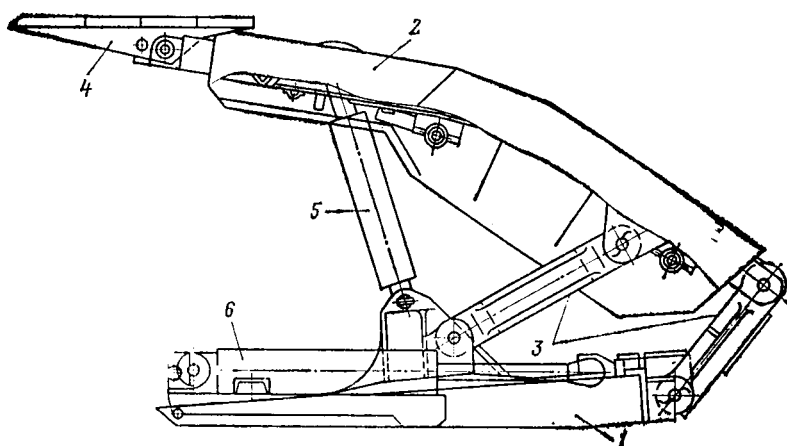


Рис. 47. Секция крепи ОКП

определяются в соответствии с их техническими характеристиками, приведенными в табл. 6.

Крепь сопряжений. Механизированные крепи сопряжений предназначены для поддержания кровли на сопряжениях лав с конвейерными и вентиляционными штреками. Они могут быть поддерживающего и поддерживающе-оградительного типа и применяются с механизированными комплексами. Так, например, в комплекс ОКП, как отмечалось выше, входит крепь сопряжения Т-6К (рис. 51) Она состоит из двух штрековых секций, рамы и гидрооборудования.

Штрековая секция имеет верхняк 1, перекрытие 2, связанное траверсами 3 с задним основанием 4, соединенным, в свою очередь, шарнирно с передним основанием 5. Штрековые секции отличаются друг от друга лишь конструкцией перекрытия. Каждая секция поддерживается двумя гидравлическими стойками 6 и 7 и передвигается домкратом 8, связанным с рамой и передним основанием. Рама 9 является базой крепи сопряжения и представляет собой хвостовую часть штрекового перегружателя 10 с усиленным ставом. Рама шарниром 11 связана с приводом лавного конвейера 12, который является базой лавной крепи. Таким образом, рама служит продолжением базы лавной крепи на штреке. Для обеспечения

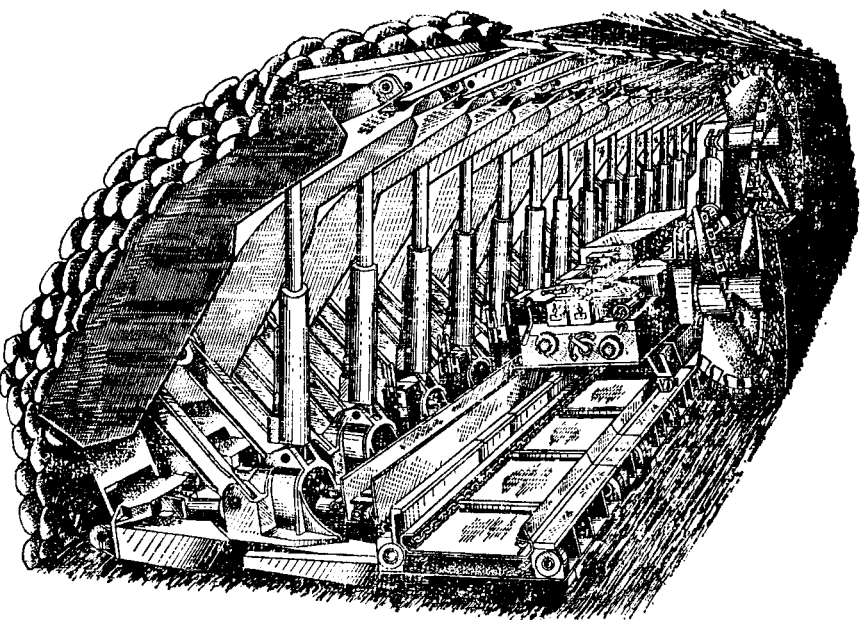


Рис. 48. Общий вид комплекса ОКП в лаге

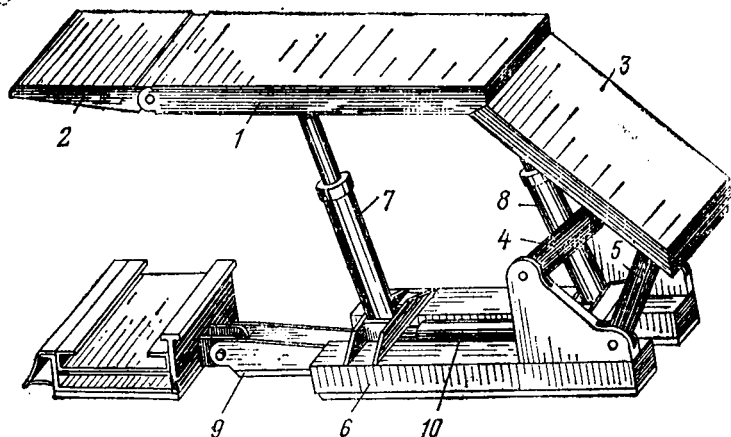


Рис. 49. Секция крепи МК:

1 — верхняк; 2 — шарнирный козырек; 3 — оградительное перекрытие;
4 — верхний и 5 — нижний спаренные рычаги; 6 — основание; 7, 8 — стой-
ки; 9 — направляющей; 10 — гидродомкрат передвижения

Показатели	Тип комплекса				
	КМ-87Э	«Донбасс»	КМК-97	ОКП-70	1М
Сопротивление стойки, т	65	30	40	80	
Время предварительного рас- хода стойки, тс	24	23,5	48	40,2	
Скорость передвижения секции, м/мин	0,63	0,8	0,8	0,63	0
Максимальные размеры секции крепи, мм:					
— по высоте	3255	3350	3120	3220	4
— по ширине	530	1190	1275	1100	1
— по массе	1,8*				
Сила секции крепи, т	1,9	2,6	1,7	3,45	3
Вывинчиваемая мощность пласта, кВт	1,1—1,4*			1,85—2,45*	1,4
— по длине	1,3—1,9	0,7—1,1	0,7—1,3	2,2—3	
Угол падения пластов, градус	До 15	До 25	До 12	До 8	До
Глубина комплекса, м	170	150	150	80, 100, 120	60, 1
Характеристика непосредственной кровли	Не ниже средней устойчивости		Средней устойчивости	Слабая	Слабая
Минимальное сечение для струи воздуха при минимальной длине призбойного пространства, м ²	3m—0,8	1,4m+0,9	2,4m+0,2	3,05m—3,9	2,35
Устойчивое давление на почву под стеной, кгс/см ²	30	20	32	7,5	7

Исключитель—I типоразмер крепи, знаменатель—II типоразмер крепи; m—вынимаемая мощность

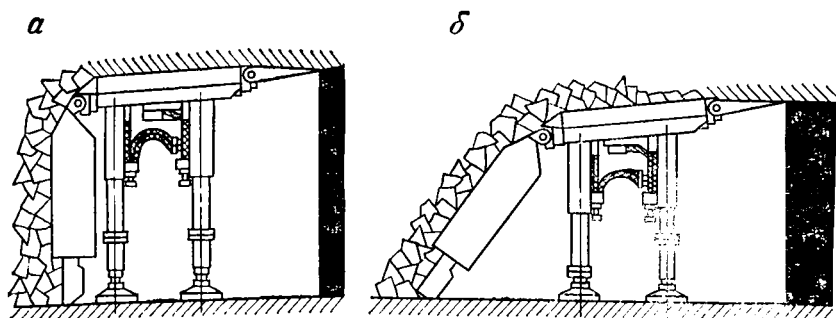


Рис. 50. Секция крепи 2М-819:

а — работа в режиме поддерживающей крепи; *б* — в режиме оградительно-поддерживающей крепи

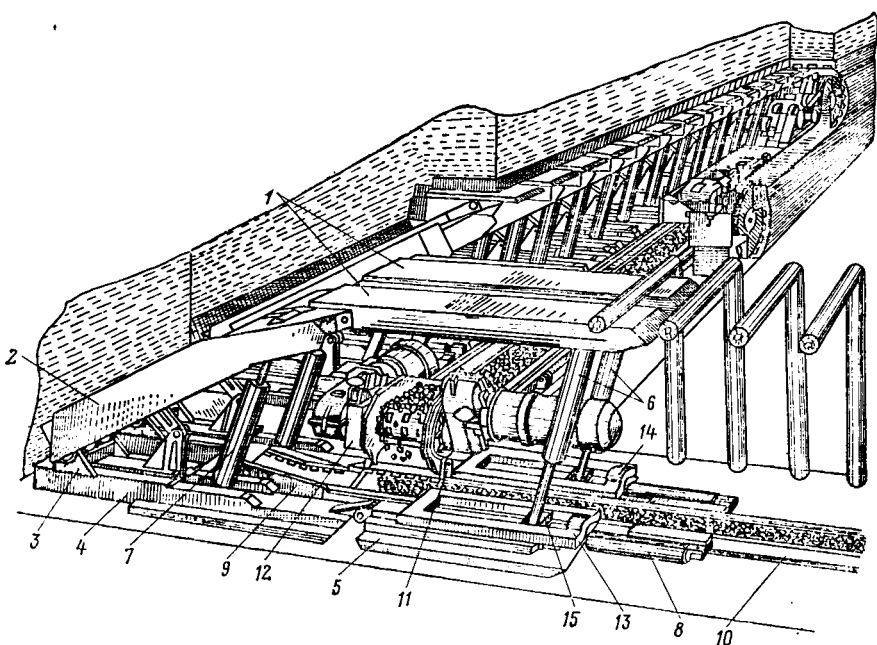


Рис. 51. Крепь сопряжения Т-6К

направленного движения передних оснований рама имеет направляющие 13 и 14, в окнах которых перемещаются опоры 15 стоек 6 передних оснований 5.

Взаимодействие крепи Т-6К с лавными машинами и штрековым перегружателем осуществляется следующим образом.

После зарубки комбайна у конвейерного штрека одновременно выдвигаются с помощью двух домкратов штрековый перегружа-

тель и привод лавного конвейера на ширину вынимаемой полосы, затем снимается распор гидростоек одной из секций, и она подтягивается домкратами к выдвинутому перегружателю. По окончании передвижки гидростойки секция распирается. Другая секция передвигается в аналогичной последовательности.

Индивидуальная крепь. Для крепления лав или только их концевых участков (ниш) иногда применяют индивидуальные ме-

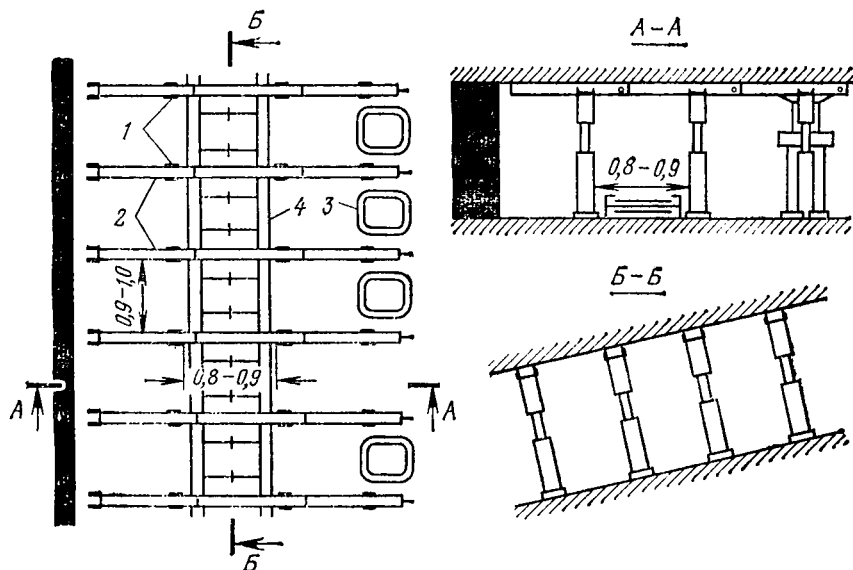


Рис. 52. Конструкция индивидуальной призабойной крепи

1 — металлические призабойные стойки; 2 — верхняки; 3 — специальная посадочная крепь; 4 — скребковый конвейер

таллические переносные крепи. Комплект такой крепи в очистном забое состоит из призабойной и специальной.

Призабойная крепь — это стойки, которые располагают правильными рядами вдоль забоя (рис. 52). Стойки устанавливают под верхняки, наличие которых улучшает условия поддержания породы кровли.

В настоящее время применяют металлические гидравлические стойки различных конструкций и типоразмеров. Они относятся к крепи поддерживающего типа и состоят из следующих основных частей (рис. 53): корпуса (внешнего цилиндра) 1, внутри которого размещена выдвижная часть (шток) 2 с поршнем 3 и насосом 4; промежуточного корпуса 5 с промежуточными и разгрузочными клапанами; насадки 6 и нижней опоры 7. При установке стойки насосом 4 рабочая жидкость перекачивается из выдвижной части 2 в полость 8 корпуса, раздвигая ее на необходимую величину и рас-

пирая между кровлей и почвой. Для разгрузки стойки от горного давления открывают разгрузочный клапан, и рабочая жидкость через трубку 9 перетекает из корпуса в выдвижную часть, которая опускается под действием собственного веса.

Металлические верхняки (рис. 54) представляют собой литую (или сварную) балку коробчатого сечения, на одном конце которого находится вилка 1, а на другом — проушина 2. В вилке верхняка имеется круглое отверстие для штыря — шарнира 3. Снизу вилки и проушины имеются выступы 4. При навеске верхняк проушиной соединяют с вилкой ранее установленного верхняка штырем — шарниром, поднимают к кровле второй его конец, вставляют в углубления между выступами 4 распорный клин и, нанося удары по клину, прижимают верхняк к кровле. Верхняк, как консоль, поддерживает кровлю над машинной дорогой. По мере освобождения места под верхняк устанавливают металлическую стойку, а клин выбивают. Снятие верхняков со стороны завальной части лавы производится в обратном порядке.

Шарнирные верхняки СВ-3 выпускают длиной 890—1250 мм; масса верхняка 20,6—28,3 кг.

Специальная крепь — посадочные стойки типа ОКУМ (рис. 55); состоят из основания 1, основного винта 2, настречного винта 3, насадки 4 и замкового устройства 5 с горизонтальным клином 6.

Основание представляет собой расширяющийся книзу пустотелый стальной цилиндр, заканчивающийся опорной плитой 7. Основной винт, выполненный в виде пустотелого цилиндра, ввинчивается в основание и удерживается на необходимой высоте с помощью упорных витков и замкового устройства. В боковых стенках основного винта имеются отверстия 8, куда вставляют ломик, служащий рычагом при его вывинчивании. Внутри основного винта 2 имеется самотормозящая винтовая резьба, в которую ввин-

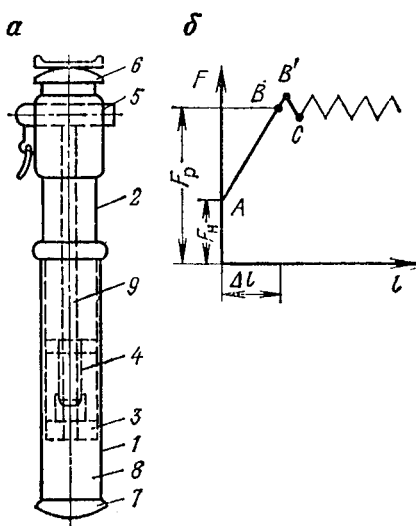


Рис. 53. Гидравлическая стойка: а — принципиальная конструктивная схема; б — рабочая характеристика стойки постоянного сопротивления

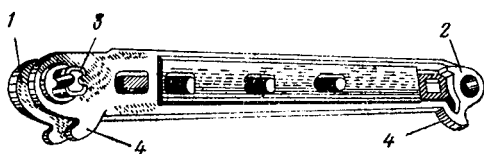


Рис. 54. Шарнирный верхняк СВ-3

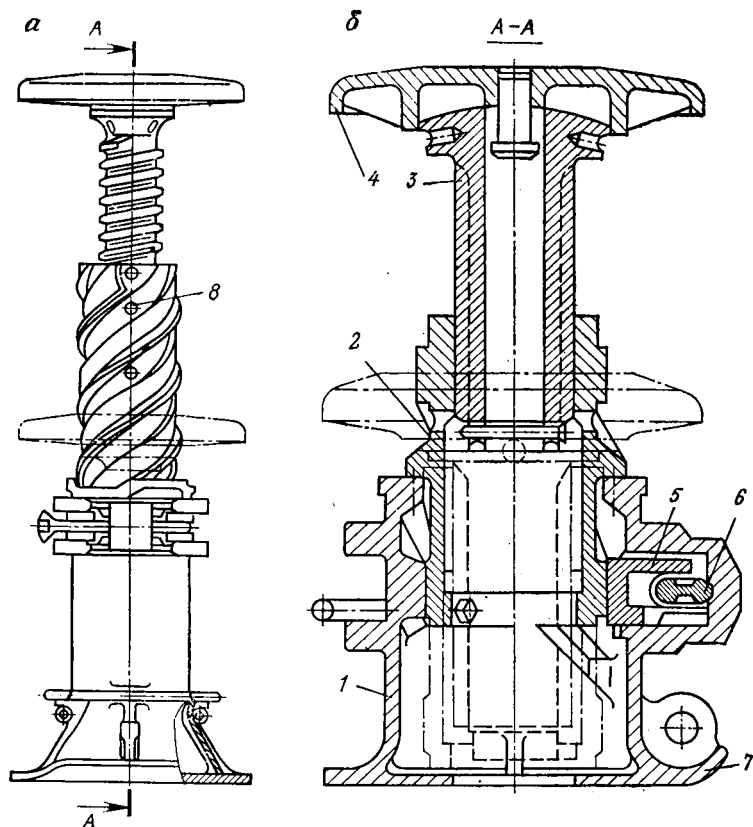


Рис. 55. Посадочная стойка ОКУМ:

а — общий вид; б — разрез

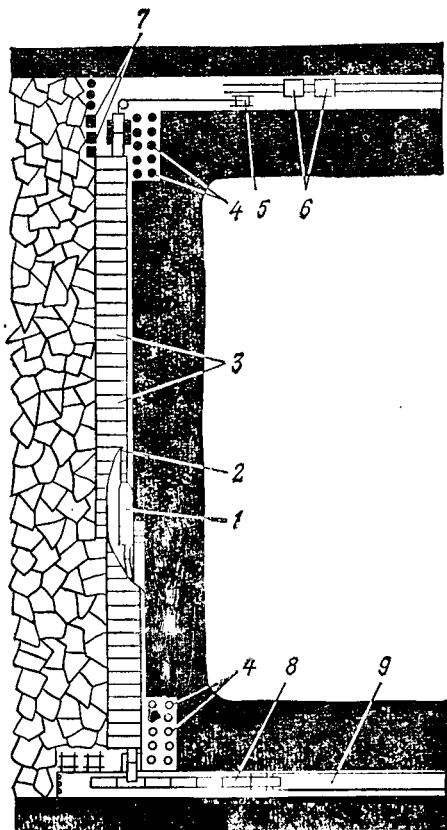
чивается настроечный винт 3. Последний служит для регулирования крепи по мощности пласта, а также для создания предварительного распора. Настроечный винт вращает ломиком, вставляемым в отверстия, расположенные у верхнего конца. Сверху на настроечном винте с помощью штыря укреплена насадка 4, соединенная с ним шарнирно по сферической поверхности.

Установку крепи производят в следующем порядке. Разгружают крепь от давления путем выбивки горизонтального клина. Передвижку на новое место осуществляют вручную. Затем при помощи ломиков выдвигают основной винт до соприкосновения насадки 4 с кровлей, ударом кувалды забивают горизонтальный клин, вывинчивают настроечный винт и создают предварительный распор.

Посадочные стойки выпускают семи типоразмеров для пластов мощностью от 0,45 до 2 м. Их масса от 96 до 367 кг. Они используются при управлении горным давлением полным обрушением.

Рис. 56. Технологическая схема очистных работ с комплексом КМ-87:

1 — комбайн; 2 — конвейер; 3 — механизированная крепь; 4 — крепь индивидуальная в нишах; 5 — лебедка; 6 — насосная станция; 7 — специальная крепь в нишах; 8 — скребковый конвейер; 9 — ленточный конвейер в штреке



Рассмотренное выше оборудование монтируется в лаве и в зависимости от типа механизированного комплекса, числа одновременно работающих комбайнов, характера выполнения операций, организации труда составляет сущность технологической схемы очистных работ (рис. 56).

Производственные процессы в лаве, связанные с добычей угля, рассмотрим на примере комплекса КМ-87Э. Лаву обслуживают суточная комплексная бригада, которая делится на звенья по числу смен в сутки. Звено в добычную смену состоит из 13—16 человек. Машинист комбайна и его помощник в начале каждой смены принимают комбайн, проверяют его исправность, уровень масла в редукторах, состояние зубков, натяжение тяговой цепи. Во время выемки машинист управляет комбайном, а его помощник следит за режущими шнеками, за кабелями и шлангом орошения; один-два рабочих очистного забоя производят зачистку угля за комбайном; четверо рабочих передвигают секции механизированной крепи; четыре-шесть человек производят выемку угля в нишах. Пульт управления обслуживает один рабочий. Механизмы обслуживает один электрослесарь.

В исходном положении комбайн находится в нише на одном из концов лавы, торцы консольных верхняков и конвейер находятся у забоя, домкраты выдвинуты, стойки секции крепи отстают от конвейера на величину захвата исполнительного органа комбайна.

По мере продвижения комбайна вдоль забоя (по раме конвейера) передвигают секции крепи вперед к конвейеру последовательно или через одну; вначале, например, четные секции, а затем с

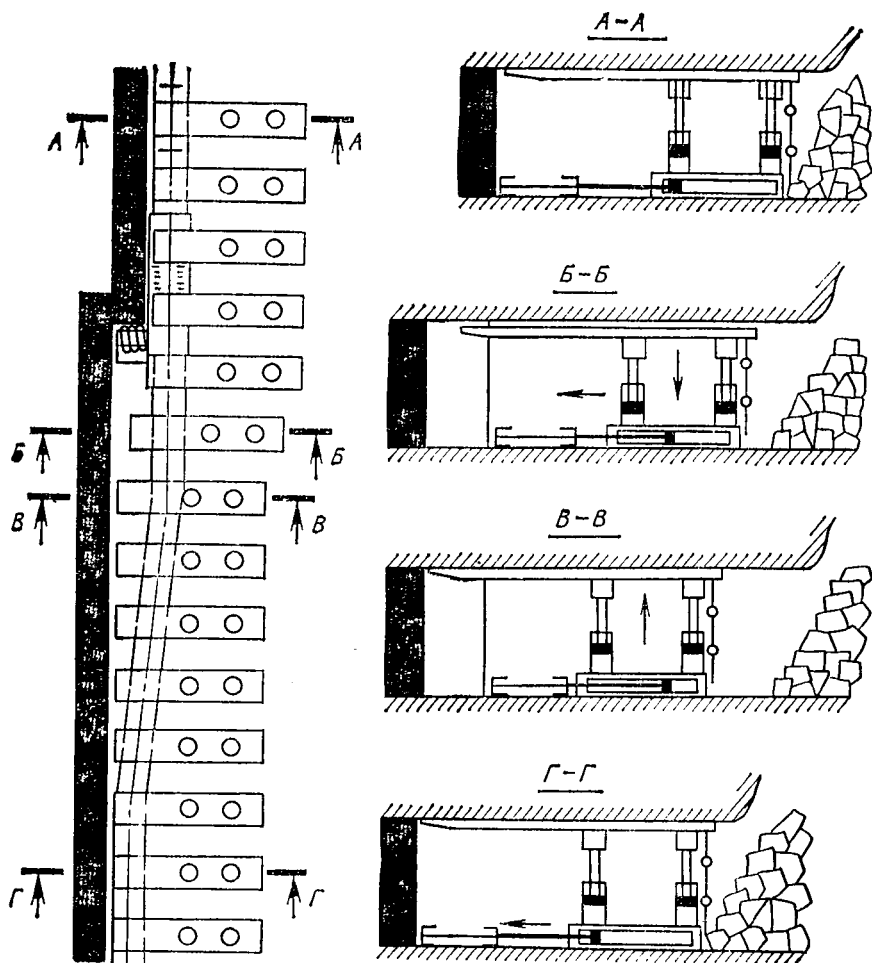


Рис. 57. Схема передвижки секции крепи и конвейера

некоторым отставанием — нечетные. Вторая схема применяется при повышенной скорости движения комбайна. При передвижении секции подхватывают обнаженные участки кровли.

Перед передвижкой секции очищают от кусков породы и угольной мелочи. Затем опускают перекрытие и, когда сила тяги домкрата передвижки превысит силу трения между кровлей и перекрытием, секция передвигается к конвейеру и вновь распирается между почвой и кровлей (рис. 57, разрезы А—А, Б—Б, В—В). На передвижку секции в среднем уходит 40 с.

После снятия одной полосы угля конвейер участками или одновременно по всей длине передвигают к забою вместе с комбайном на расстояние, равное ширине захвата (рис. 57, разрез Г—Г).

Перед передвижкой производят зачистку почвы между конвейером и забоем, проверяют исправность шлангов гидросистемы. За ходом передвижки наблюдают горнорабочие, расставленные по длине лавы на участках с 10—15 секциями. Передвижка конвейера длится 8—10 мин. После передвижки конвейер и секции крепи снова находятся в исходном положении.

Выемка угля обычно производится по челноковой схеме. При мощности пласта 1,8—2 м и при наличии отжима угля от забоя лавы выемка угля может осуществляться и по односторонней схеме, тогда в исходное положение комбайн возвращается на маневровой скорости и при движении шнеками зачищает почву лавы.

Часть применяемых в настоящее время комбайнов в силу конструктивных особенностей не могут самозарубаться, т. е. отбивать и грузить уголь на призабойный конвейер в нижней части лавы, где он несколько приподнят над почвой пласта, производить выемку пласта в верхней части лавы у вентиляционного штрека на длину корпуса. Поэтому, чтобы создать необходимые условия для работы комбайна, в нижней и верхней частях лавы до начала работы комбайна проводят специальные ниши. Размер ниш по линии падения по 4—5 м, по простиранию — 2 м. При проходке ниш применяют буровзрывные работы. Для этого ручным электросверлом пробуривают шпур по уголю на расстоянии 1—2 м один от другого. При мощности пласта до 1 м шпур бурят в один ряд, при большей мощности — в два ряда, располагая их в шахматном порядке. Расположение рядов шпуров по мощности пласта определяется его строением, свойствами пород кровли и удобством бурения шпуров. Глубина шпуров порядка 2 м. Шпур заряжают ВВ (суммарная масса патронов 400 г) и взрывают. Погрузка взорванного угля на конвейер ручная. Ниши крепят обычной призабойной и специальной крепью. Однако подготовка ниш буровзрывным способом в лавах, оборудованных механизированными комплексами, отличается высокой трудоемкостью, которая составляет 0,2—0,3 чел·смены на 1 м² ниши. В результате производительность труда рабочего по лаве снижается на 20—30%.

Чтобы работать без ниш, созданы самозарубающиеся комбайны (КШ-3М, 1ГШ-68 и др.) и конвейеры, приводные головки которых возможно выносить на штреки. Это позволяет вынимать уголь комбайном по всей длине лавы. Если работают несамозарубающиеся комбайны, то их в лаве монтируют два; исполнительные органы комбайнов направлены к противоположным штрекам. Комбайн у вентиляционного штрека является вспомогательным, он вынимает уголь на участке лавы длиной 25—30 м. При этом одновременная работа комбайнов исключается. Несложными челноковыми перемещениями верхнего комбайна исключается необходимость создания верхней ниши.

Устранение буровзрывных работ при подготовке ниш резко улучшает состояние концевых участков лав в местах их сопряжений со штреками.

В ремонтно-подготовительную смену производится профилактический осмотр и текущий ремонт всех машин и механизмов комплекса. Работы выполняет ремонтное звено в составе шести-семи электрослесарей и пяти-шести рабочих очистного забоя. Для более качественного ремонта и персональной ответственности отдельные механизмы закрепляют за определенными лицами: два слесаря производят осмотр и текущий ремонт крепи и гидросистемы комплекса; два слесаря закрепляются за комбайном и конвейером; два электрослесаря несут ответственность за электроаппаратуру и маслостанцию на штреке. В их обязанность входит также передвижка магнитной и маслостанций. Двое рабочих очистного забоя укорачивают скребковый конвейер на штреке и погашают тупиковую часть штрека. Остальные рабочие ремонтируют секции крепи и др.

При отделении угля от массива происходит большое пылеобразование, что ухудшает условия труда шахтеров. Поэтому широко практикуется предварительное увлажнение угольного массива путем нагнетания воды под большим давлением в скважины, пробуренные в пласте перпендикулярно или параллельно забою. Вода, проникая в поры и трещины, смачивает уголь, чем обеспечивается снижение запыленности воздуха в несколько раз.

При применении комплексов КМ-87 были достигнуты выдающиеся результаты. Так, бригада В. Г. Мурзенко за 31 рабочий день добыла 207 тыс. т антрацита при среднесуточной нагрузке на лаву 6705 т.

§ 37. Технология очистных работ с применением струговых установок

В настоящее время находят применение комплексы оборудования со струговой установкой УСБ-67 или УСТ-2А. В состав комплекса входят: струговая установка, включающая в себя быстроходный статический струг УСБ-67 (УСТ-2А), скребковый конвейер СП-63Т/С₂ (УСТ-К₂) с гидродомкратами для передвижения и индивидуальную крепь — металлические призабойные и посадочные стойки и шарнирные верхняки.

Комплексы предназначены для механизации отбойки, навалки, доставки угля и передвижки конвейера в лавах длиной от 150 до 300 м на пластах с вынимаемой мощностью 0,55—2 м и углом падения до 25° при сопротивляемости угля резанию до 150 кгс/см. Непосредственная кровля должна быть не ниже средней устойчивости.

Струговая установка УСТ-2А (рис. 58) состоит из собственно струга 1, нижней 2 и верхней 3 приводных головок, конвейера 4, тяговой цепи 5, гидродомкратов 6 и натяжной балки 7.

Исполнительным органом является струг, состоящий из рамы и корпуса с резцами. Нижняя часть рамы пропущена под конвейер, что препятствует опрокидыванию струга. На раме крепится набор

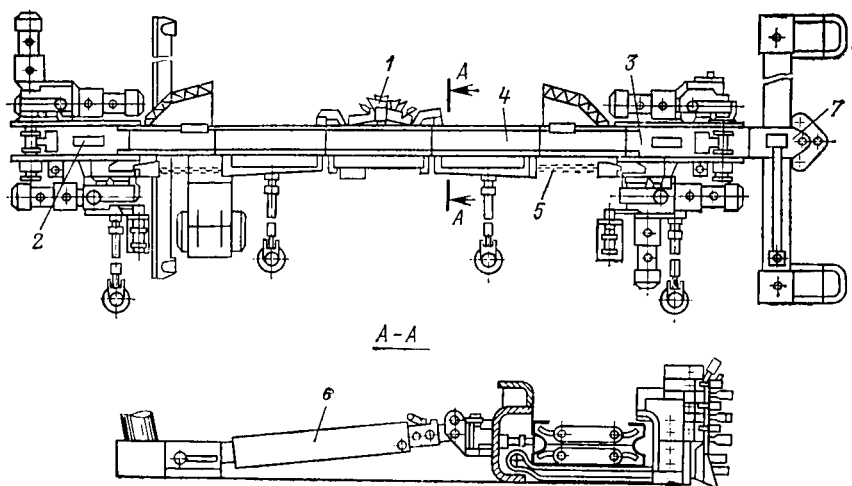


Рис. 58. Струговая установка УСТ-2А

резцов, производящих опережающий вруб, собственно отбойку угля, погрузку его на конвейер и зачистку почвы.

Струг перемещается вдоль забоя при помощи тяговой цепи и скалывает уголь при движении в обоих направлениях. По концам лавы осуществляется автоматическое реверсирование при помощи конечных выключателей. За один проход снимается стружка глубиной 60—120 мм.

Скребковый конвейер струговой установки от обычных конвейеров отличается более массивной конструкцией решетчатого жесткого става и концевых головок. Конвейер и приводные головки передвигаются гидравлическими домкратами, которые при работе струга включены на подачу конвейера и автоматически подвигают его вслед за проходом струга. Индивидуальным управлением пользуются для подтягивания цилиндра домкрата и упорной стойки после использования полного хода домкрата.

В лавах, оборудованных струговыми установками, все работы выполняются сменной комплексной бригадой, разбитой по сменам на звенья. Состав звена добычной смены зависит от организации работ, длины лавы и объема вспомогательных работ и состоит из 12—30 человек со следующей примерной расстановкой членов бригады: машинист струговой установки находится у нижней приводной головки; помощник машиниста — у верхней приводной головки; по два рабочих на каждом участке лавы длиной по 15—20 м; дежурный слесарь и рабочий на погрузочном пункте.

В ремонтно-подготовительную смену установку обслуживают 5—6 электрослесарей.

Смена членов бригады производится на рабочем месте. Машинист и его помощники выясняют состояние струговой установки

и гидроприводов, наличие смазки. При выемке угля, после ухода струга от головки на 10—15 м, включением гидродомкрата машинист передвигает головку по опорной балке на расстояние, равное толщине снимаемой стружки. При этом головка должна опережать конвейерный став не менее чем на 20 см с тем, чтобы исключить перемещение рабочей ветви цепи струга по конвейеру, износу установок и возможные аварии. Аналогичные операции производит помощник машиниста с верхней приводной головкой.

После того как головки передвинутся по опорной балке на полную величину хода поршня гидродомкрата, перемещают опорную балку. Для этого машинист расчищает место в нише для привода, раскрепляет балку, подтягивает вперед и вновь закрепляет.

Машинист и помощник должны наблюдать за состоянием ножей резцов на струге и внимательно следить за световыми сигналами, подаваемыми рабочими очистного забоя.

В обязанности горнорабочих входит наблюдение за работой струга и конвейера и состоянием маслопровода на своем участке, зачистка забоя от угольной мелочи, срыв земника и навесов, если они не обрушаются самопроизвольно. Они же устанавливают призабойную крепь после снятия стругом ленты угля шириной, равной длине или половине длины верхняка. В последнем случае шарнирные верхняки навешиваются через один. Горнорабочие периодически передвигают гидродомкраты, после того как их штоки выдвинутся на полную длину, равную ходу поршня. Для этого зачищают новое место, разгружают и подтягивают домкраты, упирая их в новую упорную стойку. Расстояние между домкратами 5—6 м. После снятия нескольких лент они же осуществляют обрушение пород кровли. Перед посадкой осматривают кровлю, зачищают почву, разгружают посадочные стойки и передвигают на новое место. После этого извлекают призабойные стойки и верхняки и укладывают их у конвейера.

В добычные смены производится и подготовка верхней и нижней ниш длиной соответственно 6 и 5 м и глубиной не менее 3 м. Ниши проводят буровзрывным способом с ручной погрузкой угля.

В ремонтно-подготовительную смену бригада электрослесарей, члены которой специализируются по отдельным узлам, осматривают струговую установку, конвейер, направляющие и цепи струга, производят замену резцов, проверяют состояние гидродомкратов и маслостанций, передвигают лыжи приводных головок, заменяют деформированную металлическую крепь.

В настоящее время широкое распространение получают струговые механизированные комплексы (ИМКС и др.), применение которых обеспечивает рост производительности труда и снижение себестоимости 1 т угля, а также способствует концентрации очистных работ за счет высоких нагрузок на забой. Так, в июне 1974 г. бригада М. А. Чиха комплексом ИМКС за 25 рабочих дней добыла 204164 т антрацита, максимальная суточная нагрузка при этом была 8504 т.

§ 38. Направления совершенствования технологии и комплексной механизации очистных работ

В настоящее время в основном завершен переход на узкозахватную выемку угля с применением механизированных крепей. Удельный вес добычи с применением механизированных комплексов в 1977 г. составил около 66,8% общей добычи на шахтах. К концу десятой пятилетки уровень комплексной механизации на пологих и наклонных пластах достигнет 75%. Для расширения области ее применения необходимо создание новых и усовершенствование имеющихся комплексов с целью обеспечения эффективной их работы в очистных забоях со сложными горно-геологическими условиями: на пластах с труднообрушаемыми и неустойчивыми кровлями, а также на тонких и весьма тонких пластах, где вообще невозможно применение существующих механизированных комплексов. Для весьма тонких пластов необходима разработка средств очистной выемки угля без постоянного присутствия рабочих в забое.

Необходимо завершить переход на новые прогрессивные технологические схемы очистных работ, разработанные Минуглепромом СССР, что позволит получить определенный экономический эффект, поскольку в них даются взаимоувязанные решения всего комплекса вопросов на основе новейших достижений горной науки, техники и передового опыта.

§ 39. Организация работ в очистном забое

Главным звеном всего производственного процесса добычи угля на шахте является очистная выемка, которая является сутью горного производства, поэтому, наряду со своевременным воссозданием необходимого фронта очистных работ, должна быть обеспечена всеми технологическими звеньями шахты непрерывная и ритмичная работа лав на основе научной организации производства и труда и поточности очистной выемки, которая характерна для механизированных комплексов.

В основу поточного метода положены три основных принципа: непрерывность выемки угля, одновременность выполнения процессов, их единый ритм. Главным из них является первый, второй и третий способствуют достижению непрерывности процесса угледобычи. Непрерывность выемки должна обеспечиваться в течение времени, предусмотренного экономически обоснованным режимом работы забоя. Принцип одновременности выражается в полном совмещении во времени выемки угля со всеми остальными процессами. При этом перерывов, связанных с подготовкой лавы к ведению очистных работ, нет. Единый ритм заключается в определенном соответствии темпа выполнения отдельных процессов и скорости движения выемочной машины.

Планограмма работ

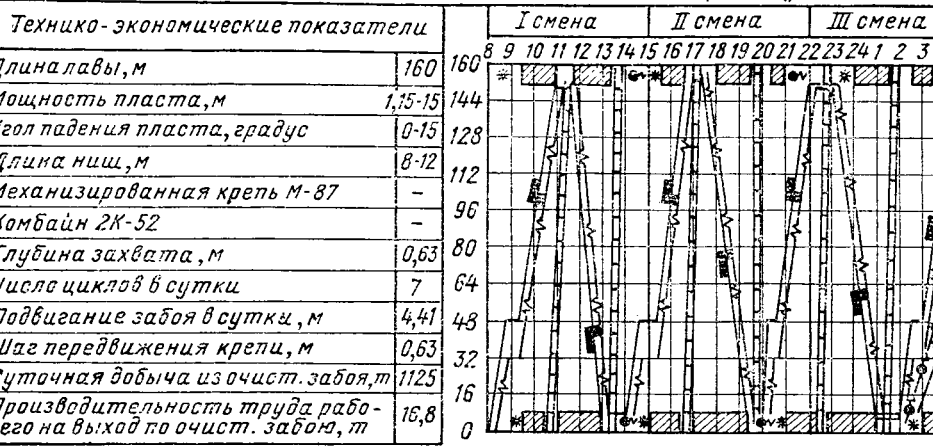


График выходов рабочих

Профессии рабочих	Смены				Итого	I смена			II смена			III смена													
	I	II	III	IV		8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3
Машинисты комбайнов	1	1	1	-	3																				
Помощники машинистов комб-ов	2	2	2	-	6																				
Рабочие очистного забоя	12	12	12	6	42																				
Операторы погрузочного пункта	2	2	2	-	6																				
Дежурные электрослесари	2	2	2	-	6																				
Слесари по ремонту	-	-	-	4	4																				
Всего	19	19	19	10	67																				

рис. 59. График организации работ в лаве, оборудованной комплексом КМ-87Д, при трехсменной работе

Технико-экономические показатели	
Длина лавы	200
Мощность пласта, м	1,2
Угол падения пласта, градус	10
Струг УСБ-2М	-
Длина ниш, м	6-8
Число циклов в сутки	1
Подвигание забоя в сутки, м	2
Управление кровлей. Полное обрушение	-
Шаг передвижения крепи, м	2
Суточная добыча из очистного забоя, т	710
Производительность труда рабочего на выход по очистному забвю, т	14,2

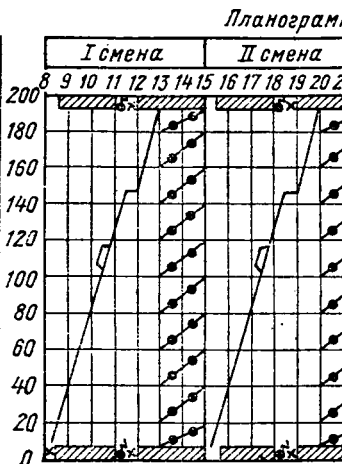


График выходов рабочих

Профессии рабочих	Смены			Итого	I смена										II смена					
	I	II	III		9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Машинисты струговой установки	1	1	-	2																
Помощники машинистов	1	1	-	2																
Рабочие очистного забоя	13	13	10	36																
Операторы погрузочного пункта	2	2	-	4																
Дежурные электрослесари	1	1	-	2																
Слесари по ремонту	-	-	4	4																
всего	15	18	14	50																

Рис. 60. График организации работ в лаве, оборудованной струговой установкой
быче угля

Поточная схема добычи угля должна отвечать следующим требованиям:

выемка угля должна производиться по челноковой схеме, без разворота выемочной машины в нишах при изменении направления выемки;

конвейер должен за короткий промежуток времени передвигаться без разборки (участками или по всей длине лавы) вслед за выемочной машиной;

крепление призабойного пространства и управление горным давлением должны производиться одновременно с выемкой и передвижкой конвейера.

Эффективность работы по поточным схемам выражается в резком повышении непрерывности выемки (в результате сокращения времени на выполнение подготовительно-заключительных и вспомогательных операций), а также в значительном увеличении ее интенсивности. Показателем непрерывности является отношение продолжительности выемки угля за цикл к общей длительности производственного цикла, а показателем интенсивности — средне-часовая площадь выемки за время работы комплекса по добыче угля.

Для очистных забоев, оборудованных комплектами с индивидуальной крепью, характерна **ц и к л и ч н а я о р г а н и з а ц и я** очистной выемки.

Цикл в очистном забое — это совокупность периодически повторяющихся в определенном порядке процессов и операций, обеспечивающих подвигание забоя по всей его длине на заранее установленную величину при условии соблюдения правил техники безопасности.

При цикличной и поточной организации производства все процессы и операции выполняются по определенному расписанию, оформленному в виде графика организации работ. Таким образом, график есть наглядное изображение работы в забое, которое показывает, как в конкретных условиях данного рабочего места должны протекать процессы, образующие законченный цикл. Для очистных забоев применяют координатные графики, на которых протекание процессов изображают во времени и пространстве. За единицу времени принимают сутки. Различают графики одно- и многоциклические. При узкозахватных выемочных машинах применяют многоциклические графики. Они состоят из планограммы работ, графика выходов рабочих и таблицы технико-экономических показателей.

На планограмме работ наглядно изображены все основные производственные процессы, выполняемые в забое, их последовательность и взаимная увязка в пространстве и времени.

На графике выходов указаны число и состав рабочих по профессиям, необходимых для выполнения цикла, их распределение по сменам и время пребывания на работе.

Таблица технико-экономических показателей содержит результаты, которые могут быть получены при выполнении цикла в соответствии с запроектированной организацией работ.

При составлении графика организации работ необходимо предварительно установить режим рабочих суток и форму организации труда в лаве.

На практике применяют в основном трехсменный режим работы, из них две-три смены по 7 ч — добычные и последняя смена — ремонтно-подготовительная (рис. 59 и 60). В середине каждой семичасовой смены рекомендуется одновременный для всех рабочих 15-минутный обеденный перерыв.

Основной формой организации труда является сменная или суточная комплексная бригада. Для угольных шахт, разрабатываемые пласты которых подвержены внезапным выбросам угля и газа, предусматривается четыре шестичасовые смены с двумя сменами по добыче угля, одной подготовительной (ремонтной) и одной для осуществления мероприятий по борьбе с внезапными выбросами угля и газа, которая не должна совмещаться с другими сменами.

В лавах работу ведут комплексные бригады, которые выполняют все производственные процессы цикла. В связи с сокращением числа работающих значимость каждого члена бригады неизмеримо возросла. Поэтому для успешной работы комплексной бригады очень важно, чтобы любой ее член не только обладал достаточным диапазоном профессиональных знаний и навыков, но и мог вовремя применить их на практике, имел высокий общеобразовательный уровень.

График составляет начальник участка для каждого конкретного забоя, затем его прорабатывают с горными мастерами, бригадами и рабочими участка.

Глава VI.

ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

§ 40. Требования, предъявляемые к системам разработки

Системой разработки угольного месторождения называют установленный для данных геологических условий залегания пласта и принятых средств механизации выемки угля определенный порядок ведения подготовительных и очистных работ в пределах этажа или панели, увязанный в пространстве и времени.

К любой системе разработки предъявляются следующие основные требования: безопасность ведения работ, экономичность, охрана недр и окружающей среды.

Требования безопасности в условиях социалистического народного хозяйства являются безусловными. Обязательным для безопасного ведения работ является наличие не менее двух свобод-

ных выходов из очистного забоя, а также надлежащее и непрерывное его проветривание; рабочие места должны быть надежно закреплены от самопроизвольного обрушения пород кровли, сползания почвы и пр.

Экономичность системы разработки достигается при условии минимальных затрат живого и овеществленного труда, энергии и материалов на 1 т добытого полезного ископаемого. Минимальные затраты труда возможны при высокой производительности, которая обеспечивается комплексной механизацией и автоматизацией производственных процессов, научной организацией труда и рациональными конструктивными элементами системы разработки.

Высокая производительность труда является важнейшим условием экономичности системы, так как заработная плата в общей себестоимости 1 т добытого угля составляет около 50% всех издержек производства.

Охрана недр регламентируется «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», в которых рассмотрены вопросы о потерях, кондициях на минеральное сырье и др.

Потери полезного ископаемого при выборе системы разработки оцениваются в совокупности с другими технико-экономическими показателями, характеризующими данную систему разработки, и должны быть экономически обоснованы. Неоправданно высокие потери угля в недрах наносят ущерб государству, увеличивают себестоимость угля, сокращают срок эксплуатации шахты.

Для определения промышленной ценности месторождений и подсчета в них запасов полезных ископаемых устанавливают кондиции на минеральное сырье по каждому месторождению, которые представляют собой совокупность экономически обоснованных требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим и иным условиям разработки месторождений.

Кондиции на минеральное сырье разрабатывают с учетом использования основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них ценных компонентов и утверждаются в порядке, устанавливаемом законодательством Союза ССР.

Система разработки должна обеспечить условия для комплексной механизации производственных процессов и концентрации производства (высокой и устойчивой нагрузки на очистной забой, выемочное поле и пласт) путем:

исключения взаимного влияния очистных и подготовительных работ;

обеспечения автономности работы очистного забоя по условиям транспорта и проветривания;

создания условий для высокой надежности работы комплексов и агрегатов путем применения эффективных способов охраны выработок, устройства необходимых аккумулирующих емкостей, обеспечения оптимальных и стабильных параметров лавы;

исключения влияния на работу лав газовыделения из обнаженных забоев разрабатываемого пласта, выработанного пространства и отбитого угля, что достигается применением мероприятий по дегазации и разжижением метана воздухом, подаваемым изолированно к местам выделения газа;

прогнозирования геологических нарушений для исключения непредвиденных остановок лав.

§ 41. Классификация систем разработки

Большое разнообразие в геологических условиях залегания угольных пастов и видов технологии выемки полезного ископаемого в очистных забоях обусловило многообразие систем разработки и их вариантов. В связи с этим возникла необходимость в их классификации.

В качестве классификационного признака при обычной технологии добычи угля выбрано одно характерное отличие, которое выделяет любую систему разработки из группы других. Таким отличием является определенная очередность ведения подготовительных и очистных работ. Основное отличие предопределяет вид системы разработки — сплошная, столбовая и комбинированная при применении длинных очистных забоев; камерная и камерно-столбовая — при коротких забоях.

Характерным для столбовых систем разработки является то, что до начала очистных работ проводятся подготовительные и нарезные выработки, которые полностью оконтуривают запасы в пределах выемочного поля, столба или яруса (см. рис. 9, б).

При сплошной системе разработки проведение подготовительных выработок и очистная выемка угля в пределах выемочного поля, яруса, слоя производятся одновременно (см. рис. 9, а). Предварительное оконтуривание запасов выработками отсутствует, однако, чтобы создать благоприятные условия для погрузочных и маневровых работ транспорта, забой откаточного штрека опережает очистной забой.

При комбинированных системах для отработки столбов в выемочном поле или ярусов в панели применяют одновременно или последовательно сплошую и столбовую системы разработки или их варианты. При этом отработка столбов в выемочном поле или ярусов в панели производится независимо.

Основное отличие дополняется рядом признаков, которые характеризуют не столько систему, сколько ее варианты.

Первый признак — технология очистной выемки угля (рис. 61, а). По этому признаку системы разработки разделяются на группы:

I — с длинными забоями (лавами и полосами);

II — с короткими забоями (камерами).

Системы разработки группы I делят на две подгруппы:

A — системы разработки пластов на полную мощность;

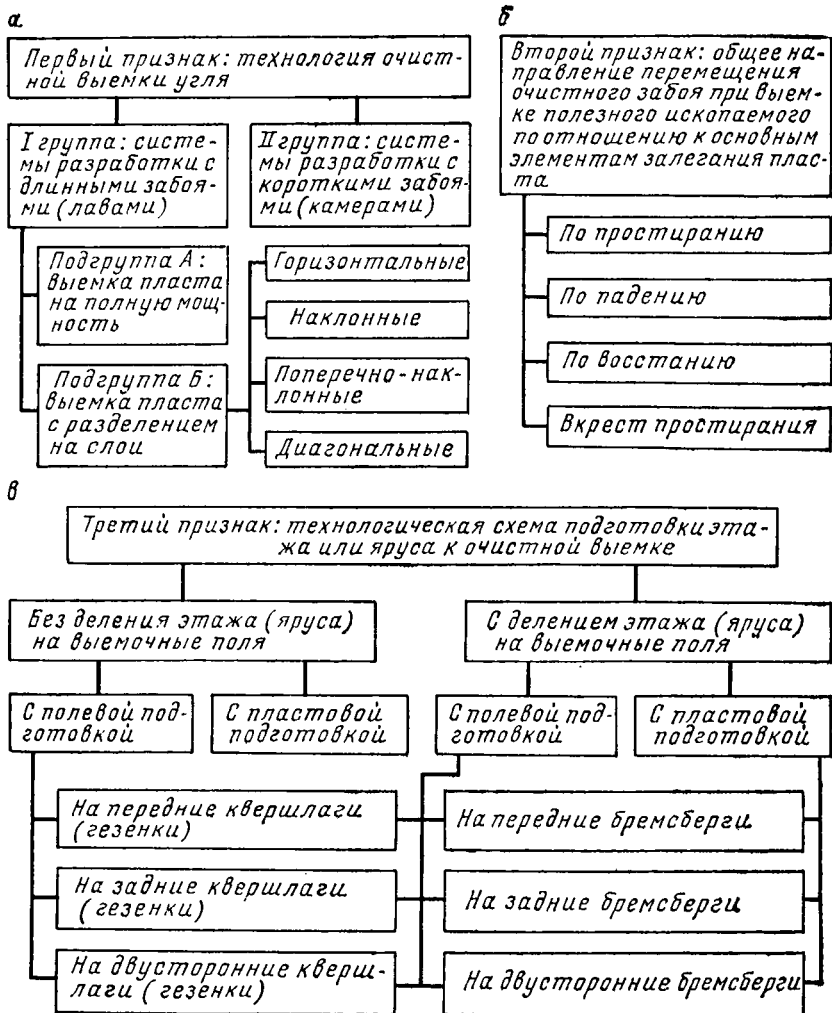


Рис. 61. Классификация систем разработки

Б — системы разработки мощных пластов с разделением на слои (наклонные, горизонтальные, поперечно-наклонные) одинаковой или разной толщины.

Второй признак — общее направление перемещения очистного забоя при выемке полезного ископаемого по отношению к элементам залегания пласта (рис. 61, б).

Третий признак — технологическая схема подготовки этажа или яруса к очистной выемке (рис. 61, в). Схемы эти могут быть самыми различными, например: с разделением и без разделения

этажа на подэтажи, с пластовой или полевой как индивидуальной, так и групповой подготовкой пластов в пределах этажа или яруса, с доставкой полезного ископаемого на задний, передний или двусторонний квершлаг, гезенк, бремсберг.

Основного отличия и трех перечисленных признаков, рассматриваемых совместно, достаточно для полной характеристики системы разработки.

Для конкретных геологических условий необходимо выбрать из многих одну, наиболее прогрессивную и экономически эффективную систему разработки. Главным критерием, определяющим ее

Т а б л и ц а 7

Бассейн	Без разделения на слои				С разделением на наклонные слои	Из общего числа столбовых систем по восстановлению и падению	Прочие (камерная, камерно-столбовая и другие)
	Сплошная	Длинные столбами	Комбинированная (из сплошной и столбовой)	Щитовая			
Донецкий	21,7	62,0	15,7	—	—	18,5	0,6
Подмосковный	—	100	—	—	—	—	—
Кузнецкий	—	72,7	—	9,9	9,6	4,2	7,8
Печорский	1,8	90,5	6,5	—	1,2	23,0	—
Карагандинский	0,2	67,9	—	—	31,8	34,5	0,1
Минуглепром СССР	11,3	69,4	8,1	1,9	7,0	14,4	2,3

прогрессивность, является соответствие современному уровню развития техники. Экономическая же эффективность системы должна определяться технико-экономическим сравнением. Выбор системы разработки может производиться и методом прямого отбора по принципу соответствия ее главнейшим геологическим и горнотехническим условиям месторождения с учетом фактически достигнутых технико-экономических показателей, а выбор варианта отобранной системы — методом экономических расчетов.

Распределение добычи угля из действующих очистных забоев по системам разработки за 1977 г. (в %) приведено в табл. 7.

§ 42. Факторы, влияющие на выбор системы разработки

На выбор системы разработки и ее элементы влияют многие горно-геологические и горнотехнические факторы. Рассмотрим основные из них.

М о щ н о с т ь п л а с т а влияет на технологию очистной выемки и на проведение подготовительных выработок. Так, пласты тонкие и средней мощности, а также часть крутых мощных пластов

разрабатываются на полную мощность, а мощные пологие и наклонные пласты обычно вынимаются отдельными слоями.

Более прогрессивной является разработка на всю мощность, однако это не всегда возможно вследствие недостаточной прочности и устойчивости полезного ископаемого и вмещающих пород и отсутствия соответствующих средств механизации.

Сечение подготовительных выработок обычно вписывается в пласт, если его мощность составляет 2,5 м и более. Если же мощность пласта меньше указанной, то при проведении выработки приходится подрывать часть пород, вмещающих пласт.

Угол падения пласта влияет на способ транспортирования угля вдоль очистного забоя: при углах падения до 20—25° необходимы механические средства, при больших углах уголь перемещается гравитационными силами. На крутых пластах в движение приходят не только породы кровли, но и почвы, причем упавшие глыбы, скатываясь вниз, могут выбить крепь очистного забоя и вызвать обрушение кровли, сползание почвы. Кроме того, на крутых пластах затруднено перемещение рабочих и материалов вдоль забоя. Угол падения пласта влияет на выбор средств механизации очистной выемки.

Свойства боковых пород обрушаться или плавно прогибаться имеют решающее значение при выборе способа управления горным давлением и средств механизации очистной выемки, а их устойчивость предопределяет расположение подготовительных выработок по пласту или пустым породам.

Геологические нарушения усложняют разработку месторождения и должны приниматься во внимание при выборе как системы разработки и обосновании ее элементов, так и средств комплексной механизации очистных работ с учетом переходимости этих нарушений.

Взаимное расположение пластов в свете влияет на очередность их выемки, особенно при разработке сближенных пластов, и на способ их подготовки — совместный или отдельный.

Обводненность месторождения. Наличие воды в очистных забоях снижает производительность труда и надежность машин, повышает опасность работы. Поэтому при разработке обводненных месторождений необходимо предварительно осушать их или же применять такие системы разработки, которые исключали бы проникновение воды в призабойное пространство очистной выработки.

Газоносность месторождения. Каждая система разработки должна проектироваться так, чтобы была обеспечена бесперебойная подача необходимого количества свежего воздуха во все очистные и подготовительные выработки для поддержания определенного процентного содержания кислорода в рудничном воздухе; высокая газоносность пластов может лимитировать длину лавы, являющейся основным элементом системы разработки, а также нагрузку на очистной забой.

Очистные забои, расположенные на пластах с высокой газоносностью, а также склонных к внезапным выбросам или суффлярным выделениям метана, должны проветриваться обособленной струей свежего воздуха. Для этого приходится проводить дополнительные вентиляционные выработки, что отражается на конструкции и элементах системы разработки.

К л и в а ж — это естественная трещиноватость горных пород по параллельным поверхностям, не совпадающим с плоскостями напластования. С кливажем связано свойство горных пород и угля более легко отделяться от общей массы по кливажным трещинам. Наличие кливажных трещин влияет на расположение забоя лавы по отношению к простиранию пласта, на устойчивость пород кровли в призабойном пространстве, на уровень производительности и безопасности труда.

С а м о в о з г о р а н и е у г л я происходит при окислении его кислородом воздуха и протекает тем интенсивнее, чем сильнее уголь разбит трещинами или измельчен, так как в этом случае площадь соприкосновения кислорода с углем больше.

При разработке пластов с самовозгорающимся углем особенно важно добиться минимальных потерь, что может быть обеспечено путем применения полной закладки выработанного пространства, проведения полевых выработок с длительным сроком службы. Опасность возникновения пожара снижается также при большей скорости подвигания очистных забоев, при выемке запасов отдельными участками, которые возможно быстро и надежно изолировать друг от друга для уменьшения утечек воздуха через толщи угля и выработанное пространство.

М е х а н и з а ц и я п р о и з в о д с т в е н н ы х п р о ц е с с о в. С появлением высокопроизводительных средств механизации выемки и транспортирования угля на пологих пластах появилась возможность вести работы в лавах большой длины, обеспечивая большую нагрузку на забой. В результате сложные варианты системы разработки заменяются простыми.

Из сказанного видно, что факторов, влияющих на выбор системы разработки, очень много. Каждый из них следует изучать отдельно, а при выборе системы разработки их влияние учитывать совместно.

Г л а в а VII.

СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 43. Сплошная система разработки пологих пластов

Система разработки, при которой очистные работы в пределах этажа, выемочного поля или яруса ведутся одновременно с проведением подготовительных выработок, незначительно опережающих очистные забои, называется **с п л о ш н о й**.

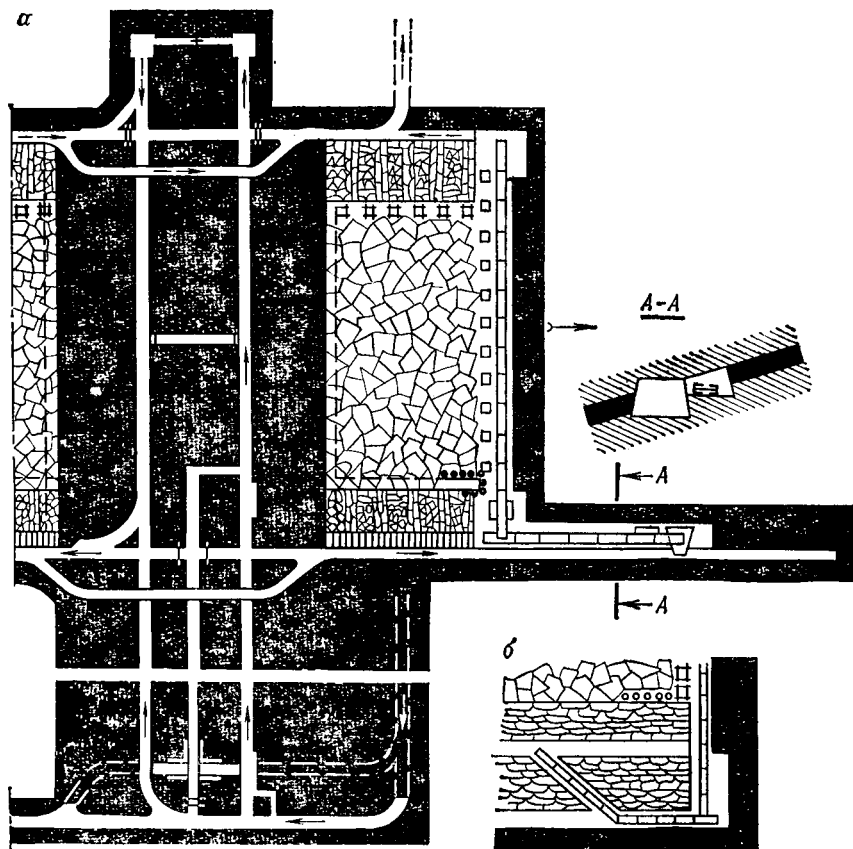


Рис. 62. Сплошная система разработки с бермой над откаточным штреком

Сплошная система разработки до последнего времени являлась одной из основных при разработке весьма тонких и тонких пластов на шахтах Донецкого бассейна. Однако удельное ее участие в общей добыче угля из года в год постепенно сокращается. В силу присущих ей крупных недостатков сплошная система вытесняется более прогрессивной — столбовой. В перспективе сплошной системой будут, очевидно, разрабатывать только пласты, опасные по горным ударам; весьма тонкие пласты, залегающие среди устойчивых боковых пород на больших глубинах, где высокая температура и большое горное давление затрудняют предварительное оконтуривание запасов подготовительными выработками и их поддержание.

На практике встречается несколько вариантов системы в зависимости от способов подготовки пластов, проведения и охраны штреков.

вслед за продвижением лавы (рис. 62). Стенки из стоек шириной до 1 м сооружают на глине (для большей воздухо непроницаемости). Иногда вместо стенки устанавливают железобетонные тумбы (ЖБТ) в один или два сплошных ряда. Для обеспечения воздухо непроницаемости просветы между тумбами заполняют глиной. При этом бутовую полосу не выкладывают. Такой способ охраны позволяет производить погрузку угля из лавы непосредственно в вагонетки в штреке. Чтобы избежать трудоемких работ по систематическому переоборудованию погрузочных пунктов, над штреком иногда проводят берму, на которой устанавливают скребковый конвейер и оборудуют полустационарный погрузочный пункт. По мере продвижения очистного забоя периодически укорачивают конвейер, а затем вновь монтируют его (рис. 62, а).

Вентиляционный штрек проводят вслед за лавой, причем забой по углю является общим. Забой штрека по породе отстает от забоя по углю на 2—2,5 м. Порода, получаемая от подрывки кровли пласта, используется для выкладки бутовой полосы.

Если пласт имеет мощность более 0,9—1 м, то штреки проводят также узким забоем, но с параллельной выработкой — просеком (рис. 63). Штрек с просеком сбивают печами. Просек и печи являются выходами из лавы, служат для проветривания забоя штрека в период его проведения, а также для размещения скребковых конвейеров, предназначенных для выдачи угля из лавы в откаточный штрек.

Над штреком оставляют целики угля, предохраняющие крепь от разрушения под влиянием горного давления. Размеры целиков устанавливают практическим путем в зависимости от величины горного давления, устойчивости боковых пород и крепости угля или определяют по следующей формуле:

$$h = 0,04mH + 6, \text{ м}, \quad (11)$$

где h — размер целика по падению, м; m — мощность пласта, м; H — глубина ведения горных работ, м.

Ограждение штреков целиками связано с потерями угля, поскольку целики впоследствии извлекаются частично, а также с увеличенным объема подготовительных выработок за счет проведения просеков и печей. Кроме того, усложняется транспортирование угля из лавы, так как приходится дополнительно устанавливать два конвейера: один в просеке, другой в передней печи (§ 64 ПБ).

Длина лавы составляет около 200 м, а при благоприятных горно-геологических условиях 250—300 м.

Откаточный штрек опережает лаву обычно на 150—200 м. Такое опережение необходимо для удобства маневровых операций электровозов с порожняковыми и груженными составами у погрузочного пункта лавы, а также для взаимонезависимой работы в лаве и в забое откаточного штрека. Однако при разработке пластов на больших глубинах или когда пласт подвержен суфлярным выделе-

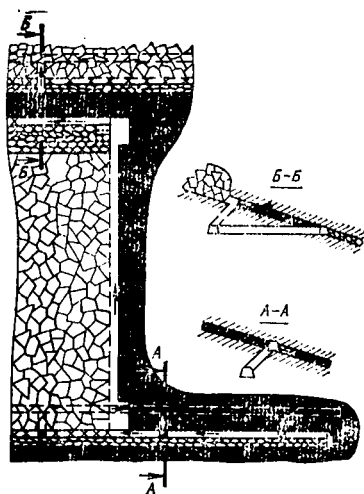


Рис. 64. Сплошная система разработки при полевой подготовке пласта

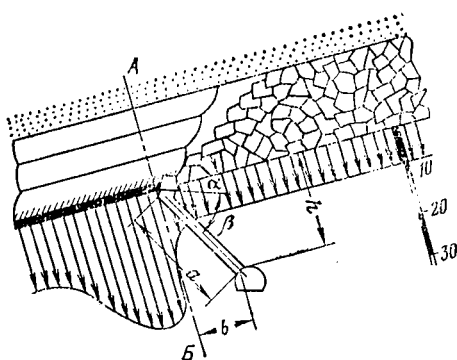


Рис. 65. Расположение полевого штрека под выработанным пространством пласта

средства штрека, выше его на 10—12 м проводят второй откаточный штрек. Штреки примерно через каждые 100 м соединяют сбойками. Уголь из лавы транспортируется до конвейерного штрека, а затем через сбойку выдается на откаточный штрек.

Крепь штрека, проводимого вслед за лавой, деформируется меньше, поскольку несколько снижается воздействие на нее временного опорного давления. Кроме того, постоянную крепь ставят на расстоянии 6—7 м позади забоя лавы, где кровля пласта успевает опуститься на значительную величину. В результате затраты на поддержание откаточных штреков снижаются в 2—3 раза. Существенно уменьшаются потери угля в целиках, размер по падению которых на глубоких шахтах достигает 40 м и более.

При разработке пласта с неустойчивыми или сильно пучащими боковыми породами иногда проводят полевой штрек, который с пластовым штреком соединяется короткими квершлагами или гезенками (рис. 64).

Технические преимущества полевой подготовки: полное отсутствие потерь угля; возможность сокращения утечек воздуха; работа механизированного очистного комплекса без перехода им подготовительных выработок или его демонтажа. Недостаток — необходимость систематического проведения дополнительных выработок гезенков или квершлагам.

При проведении полевого штрека весьма важно правильно расположить его в толще пород почвы пласта и относительно границ выработанного пространства — в зоне разгрузки (рис. 65),

с тем чтобы максимально уменьшить влияние стационарного и временного опорного давлений.

Зона пониженных напряжений располагается под выработанным пространством на расстоянии 6—8 м ниже почвы пласта. Ближе к граничной плоскости AB , проведенной через кромку угольного массива перпендикулярно к пласту, где усиливается влияние стационарного опорного давления, располагается зона повышенных напряжений, вызванная его влиянием. Эта зона распространяется в глубь массива. При расстоянии по нормали около 30 м от почвы пласта влияние опорного давления практически затухает. Процесс формирования зон и последующего выравнивания напряжений длится ориентировочно 3—6 лет.

От расположения полевого штрека по отношению к граничной плоскости AB и к почве пласта зависят величина, интенсивность и продолжительность опускания пород кровли и поднятия почвы выработки, т. е. процесса их взаимного сближения. Следовательно, от этих факторов зависят и деформации крепи штрека.

Зона наименьших проявлений горного давления, которая наиболее благоприятна для расположения полевого штрека, находится от почвы пласта на расстоянии $h=8\div 25$ м по нормали, а от граничной плоскости AB — на расстоянии $8\div 15$ м. Это расстояние может быть найдено по формуле

$$b = 0,14h + 7, \text{ м.} \quad (12)$$

Дальнейшее увеличение указанного расстояния может привести к тому, что штрек попадет в зону опорного давления позади лавы, возникшего под влиянием повышенных напряжений в средней части выработанного пространства лавы.

Кроме того, необходимо учитывать физико-механические свойства пород почвы пласта: штрек располагается под слоем крепких пород, если его толщина менее 7 м. При толщине слоя более 7 м штрек проводится по крепким породам или под ними. Вопрос в этом случае решается экономическими расчетами.

При выборе соединительной выработки (квершлага или гезенка) необходимо учитывать глубину ведения горных работ. При глубине разработки до 400 м и расположении полевого штрека на расстоянии 8—15 м от почвы пласта достаточно его смещение в сторону выработанного пространства от нормали AB (см. рис. 65) на угол $20\text{—}25^\circ$, а при глубине 700—750 м и при прочих равных условиях рациональный угол смещения штрека возрастает до $65\text{—}70^\circ$. В качестве соединительной выработки в первом случае используют скат по породе, во втором — квершлаг.

Если в качестве соединительной выработки между полевым и пластовым штреками применяют скаты по породе, то их проводят под углом $40\text{—}45^\circ$ к горизонту и используют в качестве промежуточной емкости (бункера).

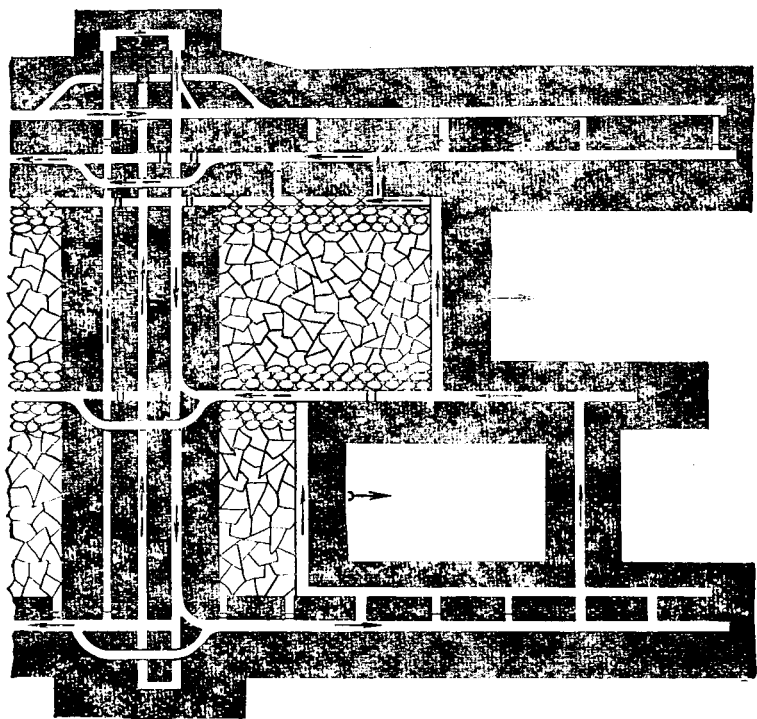


Рис. 66. Сплошная система разработки при двух лавах в крыле панели или этажа (уклонная часть шахтного поля)

Расстояние между гезенками по простиранию пласта может быть определено технико-экономическим расчетом, а чаще всего принимается равным длине скребкового конвейера (150—200 м).

В зависимости от величины и характера проявления временного опорного давления забой полевого штрека может опережать забой лавы или, наоборот, отставать от него. При большом опорном давлении забой штрека отстает, поэтому транспортировать уголь из лавы приходится на задний гезенк, поддерживая конвейерный штрек в выработанном пространстве лавы.

В том случае, когда в крыле этажа или панели одновременно в работе находятся две лавы, в зависимости от газоносности пласта могут встретиться варианты как с последовательным, так и с обособленным их проветриванием. При обособленном проветривании каждая лава обслуживается двумя штреками (вентиляционным и конвейерным) с оставлением между выемочными штреками смежных лав целика угля или же применяется технологическая схема, представленная на рис. 66.

Сплошная система разработки отличается исключительной простотой. На всю наклонную высоту этажа или яруса имеется один

прямолинейный забой. Впереди этого забоя нет никаких подготовительных выработок, кроме этажного откаточного штрека и в отдельных случаях просека. Вентиляционный штрек проводят вслед за лавой, а при отработке второго и последующих этажей используют в качестве вентиляционного бывший откаточный штрек, восстанавливаемый на 10—15 м впереди лавы. Указанное положение забоев очистных и подготовительных выработок в пространстве сохраняется в течение всего периода отработки этажа или яруса.

Однако, наряду с перечисленными достоинствами, эта система разработки имеет и существенные недостатки:

- очистные работы нельзя отделить в пространстве от подготовительных, что является причиной простоев и низких темпов подвигания как очистных, так и подготовительных забоев;

- подготовительные выработки в течение всего срока их службы находятся в выработанном пространстве, огражденные бутовой полосой или целиками незначительных размеров, поэтому испытывают усиленное горное давление пород. Это приводит к частому ремонту крепи и повышенному выходу породы от ремонта выработок;

- отсутствует предварительная разведка условий залеганий пласта, велики утечки воздуха через выработанное пространство.

В связи с отмеченными недостатками исключается эффективное использование современных средств комплексной механизации очистных работ. Поэтому применение сплошной системы разработки ограничивается тонкими пластами на шахтах Донбасса, при этом долевое участие ее в общей добыче систематически снижается.

§ 44. Сплошная система разработки тонких крутых пластов. Средства механизации и производственные процессы в лаве

Для выемки угля на тонких крутых пластах применяют отбойные молотки или комбайны. Производительность труда забойщика при использовании отбойных молотков сравнительно невелика. К тому же их применение не освобождает рабочего от тяжелого физического труда. Поэтому в настоящее время на шахтах-новостройках практически повсеместно внедряются высокопроизводительные комбайны с индивидуальной или механизированной крепью. Применительно к условиям комбайновой выемки ниже и рассматривается сплошная система разработки.

Крутой пласт, как отмечалось ранее, вскрывают этажными квершлагами, от которых в обе стороны проводят этажные штреки — откаточный и вентиляционный. Параллельно откаточным штрекам проводят просеки. Просек и штрек соединяют печами. В печах устанавливают призабойную деревянную крепь. Печь имеет два отделения: для прохода людей и для спуска угля на откаточный штрек. Для погрузки угля в вагонетки устраивают люки.

По мере подвигания очистного забоя система разработки приобретает вид, представленный на рис. 67.

Для охраны откаточных штреков оставляют целики угля и только на пластах, склонных к самовозгоранию или к внезапным выбросам угля и газа, штреки поддерживают коestraми или породными полосами.

Размеры целиков угля по падению изменяются от 5 до 10 м, по простиранию — от 5 до 6 м.

Для удержания вентиляционных штреков под ними выкладывают породные полосы, иногда в сочетании с целиками размером 4—5 м. Порода для полос получается от проведения или от ремонта вентиляционного штрека. Размер полосы по падению принимают из расчета размещения всей породы.

Ориентировочно на тонких пластах породные полосы занимают 10—20% объема выработанного пространства этажа.

Чтобы удержать породу под вентиляционным штреком, ее укладывают на полки из обполов, который настилают и укрепляют на стойках ранее поставленной призабойной крепи. Для большей надежности полки усиливают путем установки дополнительных стоек и одного или двух рядов костров. Боковую сторону также отгораживают обполоми, прикрепляемыми с внутренней стороны к стойкам призабойной крепи.

При применении комбайнов или механизированных комплексов очистной забой на участке их работы имеет прямолинейную форму и расположен или по падению, или под углом 5—7° к линии падения пласта. В результате комбайн лучше прижимается к забою, уменьшаются скорость движения отбитого угля по почве пласта и интенсивность пылеобразования.

В нижней части лавы забой движется с опережением и при этом образуется так называемый магазинный уступ. В нем накапливается уголь, который выпускается через люки по мере подхода поездов с порожними вагонетками. Размеры магазинного уступа принимают до 20—25 м по восстанию и до 10—12 м по простиранию пласта. Магазинный уступ дополнительно делят на две-три части. Отбойка угля в нем производится отбойными молотками.

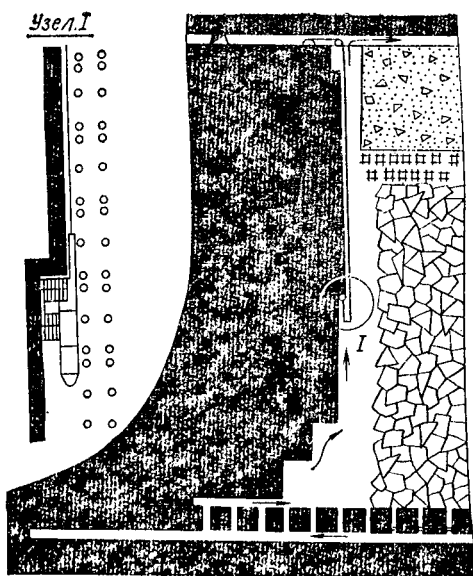


Рис. 67. Сплошная система разработки на крутых пластах при применении узкозахватных комбайнов

В верхней части лавы обычно проходят нишу, которая необходима для подготовки комбайна к спуску.

Комплект оборудования для выемки угля в лаве при применении узкозахватных комбайнов с индивидуальной деревянной призабойной крепью состоит из комбайна («Темп», А-70, «Малыш» и др.), лебедки с дистанционным управлением, балки с блоками для направления рабочего и предохранительного канатов, лесодоставщика, посадочной крепи ОКУМ.

Комбайн «Темп» предназначен для выемки угля любой крепости в лавах крутых пластов мощностью 0,6—1,2 м. Состоит он из редуктора, исполнительного органа, электро- или пневмопривода, гидроблока, системы орошения, прицепного устройства и средств управления. Исполнительный орган, в свою очередь, состоит из нижнего и верхнего барабанов с зубками и плоского бара с режущей цепью. Верхний барабан при помощи гидроблока может располагаться на различной высоте, благодаря чему исполнительный орган легко приспосабливается к изменяющейся мощности пласта.

Комбайн имеет опережающую лыжу, отлитую заодно с корпусом. К лыже прикрепляются канаты, рабочий и предохранительный. Когда комбайн с помощью лебедки, расположенной в вентиляционном штреке, и канатов перемещается по лаве, лыжа движется между забоем лавы и первым рядом стоек призабойной крепи. Здесь же размещаются канаты и шланги.

Работает комбайн по односторонней схеме с рабочим ходом снизу вверх и обратным холостым перегоном. Полезная ширина захвата 0,9 м. Машинист управляет комбайном и лебедкой дистанционно, с переносного пульта, находящегося выше выемочной машины на 10—15 м. Полосу угля длиной около 100 м комбайн вынимает за 1,5—2 ч. Отбитый уголь под действием собственного веса скатывается в магазинный уступ.

После выемки полосы комбайн спускают вниз, на что затрачивается примерно 1 ч, и переводят на новую дорогу, т. е. заводят его в магазинный уступ, а канаты, воздухопроводы и оросительные шланги приближают непосредственно к забою. При спуске комбайна через каждые 10—15 м устанавливают предохранительные полки, которые необходимы для защиты рабочих, находящихся ниже этих полков, от случайно падающих кусков угля или других предметов.

Оставшееся время смены используют для возведения крепи снизу вверх одновременно из нескольких пунктов на участках длиной по 10—15 м.

Призабойная крепь на крутых пластах — это рама, состоящая из деревянных стоек, верхняка (распила) и затяжек. Верхняки обычно имеют длину 2 м. Под них подбивают три стойки, расстояние между которыми по падению должно быть не более 0,7—1 м, так как в противном случае будет затруднено передвижение людей по забою. Расстояние между рамами по простиранию (ширина крепи) 0,9—1 м. Стойки крепи устанавливают на расстоянии 0,3 м от за-

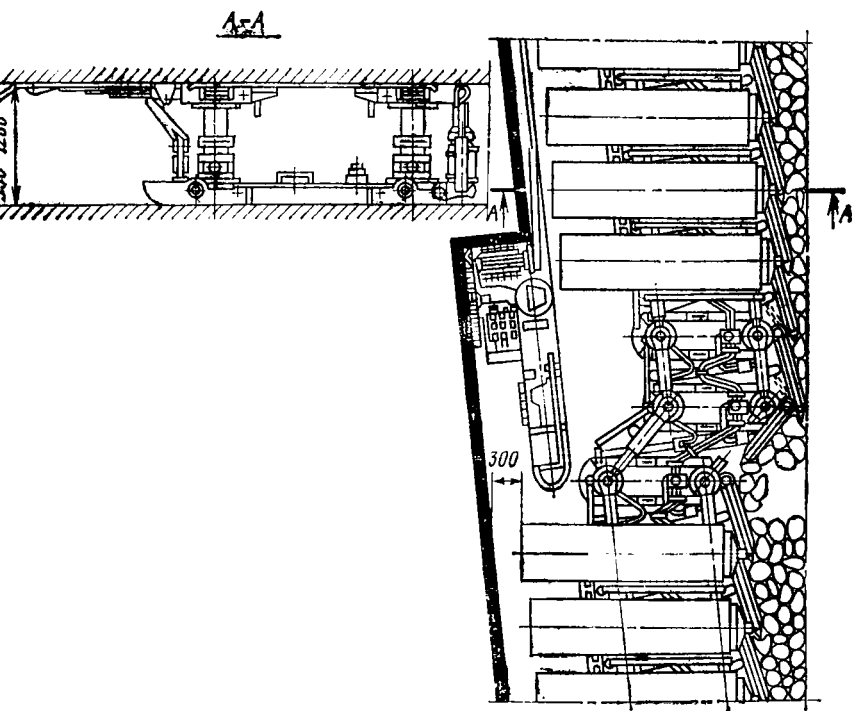


Рис. 68. Механизированная крепь КГУ

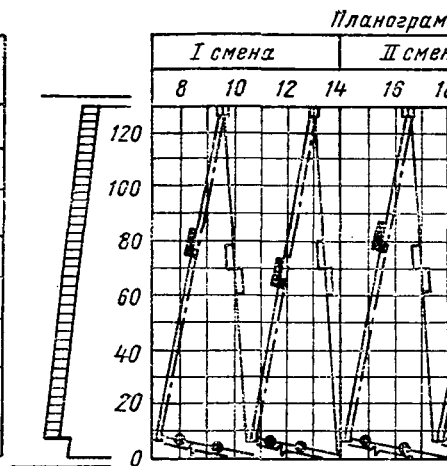
боя. При слабых породах кровлю затягивают досками — затяжками. Затяжки укладывают по простиранию под распилы.

На крутых пластах применяют те же способы управления горным давлением, что и при разработке пологих пластов: полное обрушение, полную закладку, а также удержание пород кровли на кострах. Костры, сложенные из круглых стоек или брусьев, имеют форму трапеции или прямоугольника. Костры располагают правильными рядами или в шахматном порядке. Расстояние между кострами по простиранию 1,8—2,7 м, по падению — $2 \div 6$ м. Костры с течением времени сдавливаются, кровля первоначально опускается, а затем постепенно обрушается. В настоящее время в качестве специальной внедряется пневмобаллонная крепь.

Доставка лесоматериалов в очистное пространство производится вручную или с помощью скипов или лесоподъемников. При ручной доставке рабочие располагаются вдоль забоя, оборудуют над собой предохранительные полки, а затем передают лесоматериалы из рук в руки для верхней части лавы с вентиляционного, для нижней — с откаточного штрека.

Применение комбайнов позволяет механизировать лишь один процесс — выемку угля. Остальные же процессы по-прежнему вы-

Технико-экономические показатели	
Мощность пласта, м	0,9
Угол падения пласта, градус	65
Длина лавы, м	130
Число циклов	4
Подвигание забоя в сутки, м	3,6
Суточная добыча из забоя, т	568
Производительность труда рабочего на выход по очистному забоя, т	25,8



39. Гра-
сргани-
а работ
е, обо-
анн о й
изиро-
н о й
ю КГУ

Профессии	Число рабочих					I смена				II смена	
	в смену				в сут	8	10	12	14	16	
	I	II	III	IV							
Машинист комбайна	1	1	-	-	2						
Горнорабочий очистного забоя	5	5	2	-	12						
Забойщик на отбойном молотке	1	1	-	-	2						
Электрослесарь	1	1	4	-	6						
Всего	8	8	6	-	22						



выемка угля комбайном



Перегон комбайна



Отбойка



Передвижка секций крепи



Крепление



Осмотр и ремонт

полняются вручную. В результате в комбайновых лавах затраты времени на крепление выработанного пространства, управление горным давлением и доставку леса достигают 65% общих затрат. При этом установка деревянной крепи сдерживает работу комбайнов и тем самым снижает эффективность их применения.

В настоящее время внедряется механизированная гидравлическая крепь КГУ (рис. 68). Крепь предназначена для механизации крепления и управления горным давлением полным обрушением. При работе крепи с узкозахватными комбайнами образуется механизированный комплекс по выемке угля на пластах мощностью 0,7—1,2 м с боковыми породами не ниже средней устойчивости.

Крепь состоит из однотипных секций, соединенных между собой телескопическими штангами и, кроме того, попарно-гидравлическими домкратами передвижения, установленными диагонально к их основаниям.

Секция крепи состоит из основания, двух однотипных гидравлических стоек; верхнего перекрытия, выполненного из рессорных полос и листовой стали; щитов ограждения со стороны выработанного пространства; блока клапанов и пульта управления.

Крепь изготавливается трех типоразмеров.

Внедрение механизированных комплексов существенно улучшает условия труда в очистных забоях крутых пластов. Работа в лавах может быть организована по графику цикличности (рис. 69) и ведется в три смены, из которых две добычные.

Г л а в а VIII.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ

§ 45. Системы разработки длинными столбами по простиранию при панельной подготовке шахтного поля

Система разработки, при которой запасы полезного ископаемого в пределах этажа, яруса, выемочного поля или столба до начала очистных работ полностью оконтурены горными выработками, называется **столбовой**.

Оконтуривающими могут быть горизонтальные и наклонные горные выработки, находящиеся как в массиве угля, так и примыкающие одной стороной к выработанному пространству.

В зависимости от числа одновременно отрабатываемых лав в ярусе, применяемых схем проветривания лав и транспортирования угля различается несколько вариантов столбовых систем разработки. Общим для них является то, что ярусы отрабатываются обратным ходом.

Первый вариант — в панели располагаются две лавы, по одной на крыло. Развитие сети выработок, проводимых в пределах яруса для подготовки фронта очистных забоев, показано на рис. 15.

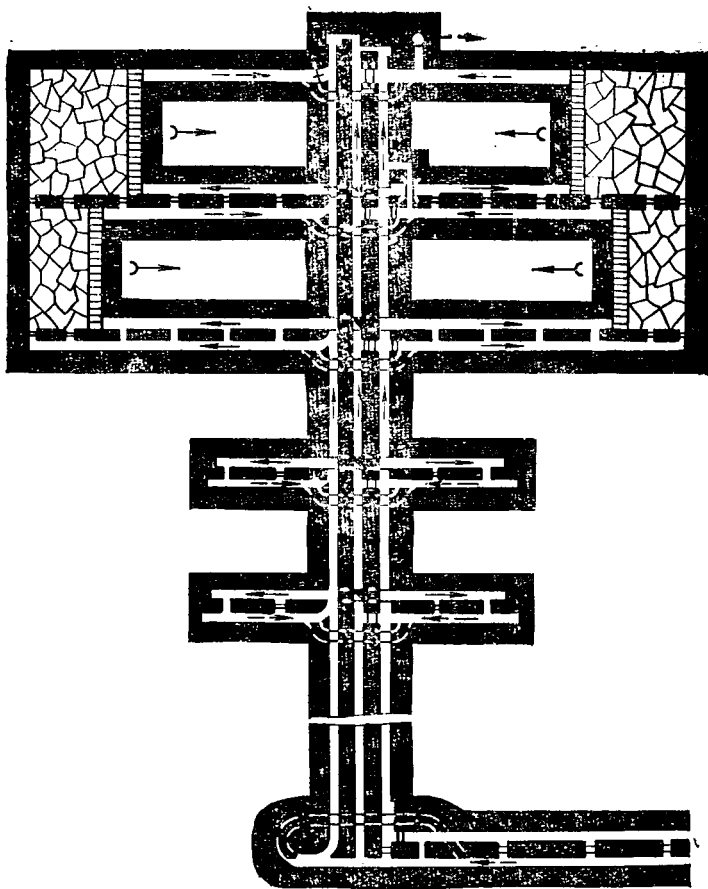


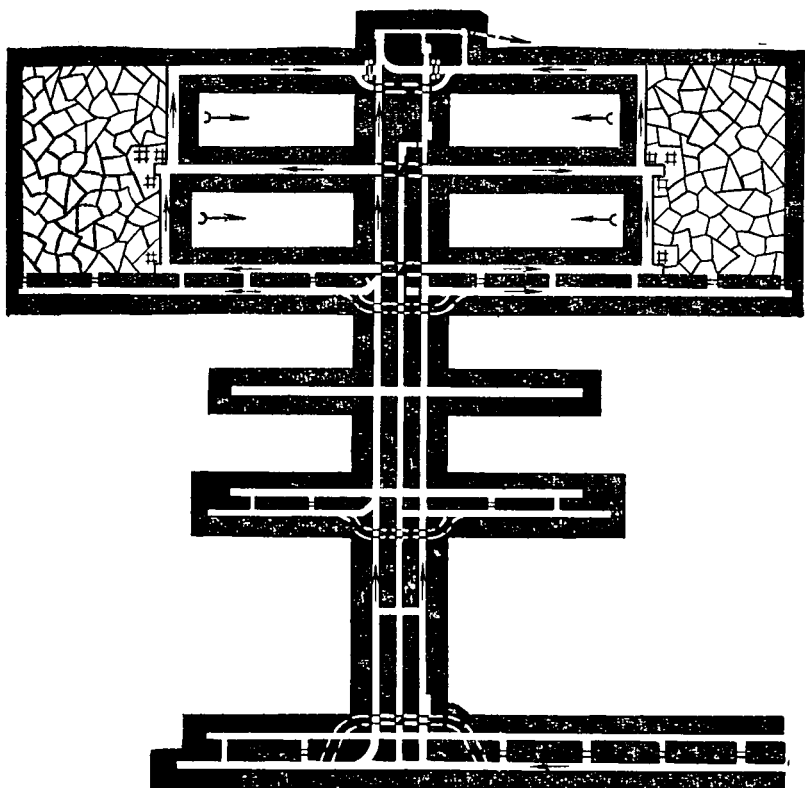
Рис. 70. Система разработки длинными столбами по простиранию при четырех лавах в панели и обособленном их проветривании

Второй вариант — в панели одновременно отрабатываются два яруса и располагаются четыре лавы, по две на крыло. Вариант имеет два подварианта, различающихся по схемам проветривания и транспортирования:

а) ярусы отрабатываются независимо; каждая из лав обслуживается двумя штреками и имеет обособленное проветривание (рис. 70);

б) отработка ярусов взаимно увязана; обе лавы обслуживаются тремя штреками (рис. 71).

В зависимости от газообильности шахты, угла падения пластов и длины лавы в этом подварианте лавы могут проветриваться последовательно, с подсвеживанием через средний штрек, или обособленно, если угол падения пласта не превышает 10° . В последнем случае свежий воздух поступает по среднему штреку, затем расхо-



Фиг. 71. Система разработки длинными столбами по простиранию с последовательным проветриванием лав с подсвещением струи

дится по лавам, двигаясь в противоположном направлении (вниз и вверх), и выходит в вентиляционный штрек.

Транспортирование угля в подварианте «б» может осуществляться по двум схемам: каждая лава обслуживается своим транспортным штреком (верхняя — средним, нижняя — нижним) или же обе лавы обслуживаются одним, средним штреком. При этом в нижней лаве уголь транспортируется вверх. При существующих типах конвейеров подобную схему транспортирования угля в так называемых спаренных лавах можно применять при разработке пластов с углом падения не более 12° .

Выбор варианта системы разработки с двумя или четырьмя лавами в панели зависит от нагрузки на лаву и на панель.

Расчетами установлено, что рациональная нагрузка на панель составляет 3000 т/сут и более. Нагрузка на лаву колеблется в широких пределах — 300—1000 т/сут и более. Следовательно, вариант

с двумя лавами рекомендуется принимать только в том случае, когда они могут обеспечить рациональную нагрузку на панель. В остальных случаях в панели должно размещаться три-четыре лавы.

При механизированных комплексах рекомендуется применять варианты системы с одинарными лавами и обособленным их проветриванием, поскольку они обеспечивают более простые и надежные условия поддержания сопряжений штреков с лавой, транспортирования угля и проветривания.

Спаренные лавы экономически целесообразно применять, когда они оснащены комплектом оборудования с индивидуальной крепью при разработке тонких пластов (до 0,8—1 м), залегающих в устойчивых боковых породах, т. е. в том случае, когда поддержание штрека на участке сопряжения его с лавами не вызывает особых затруднений, при этом должны соблюдаться требования ПБ о допустимых условиях применения последовательно проветривания лав с подсвеживанием (§ 157).

Ярусные штреки при негазовых шахтах и небольшой нагрузке на лаву проводят одинарной выработкой. При ведении горных работ на глубине примерно до 500 м целесообразно проводить два штрека. Верхний штрек используют для транспортирования угля и оборудуют ленточным конвейером с установкой под лавой специального перегружателя. По мере отработки лавы этот штрек погашают.

Штрек, расположенный примерно на 10 м ниже конвейерного, оборудуют рельсовыми путями и первоначально используют для вспомогательного транспорта. При переходе очистных работ на нижерасположенный ярус этот штрек восстанавливают в качестве вентиляционного.

При рассмотренных системах разработки применяется возвратно-точная схема проветривания участка, при которой исходящая струя по вентиляционному штреку возвращается к наклонным выработкам. Применение этой схемы связано с рядом недостатков: большой объем работ по восстановлению и ремонту вентиляционных штреков, загазирование верхней части лавы при разработке пластов с высокой газоносностью; большие потери угля в межлавных целиках, размеры которых растут с увеличением глубины разработки.

Поэтому при выемке запасов на больших глубинах, где проявляются, как отмечалось в § 43, особые условия, рассмотренные варианты систем разработки нуждаются в дальнейшем усовершенствовании в направлении обеспечения более благоприятных условий поддержания горных выработок и проветривания для увеличения нагрузки на очистной забой и концентрации горных работ.

Так, с целью расширения области применения варианта системы с погашением штреков позади лавы рекомендуется для разбавления метана на вентиляционном штреке подвод подсвежающей струи воздуха по трубопроводу (рис. 72). Вентиляционный штрек

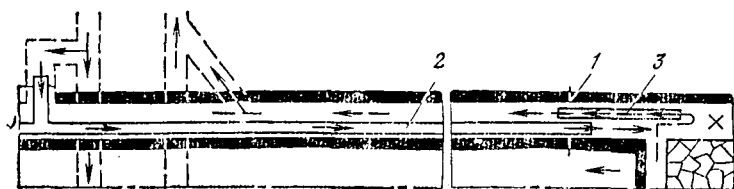


Рис. 72. Подача подсвежающей струи по трубопроводу в вентиляционном штреке

изолирующей перемычкой 1 с дверью разделяется на две части. По мере отработки столба перемычка периодически переносится, а трубопровод 2 укорачивается. По трубопроводу 2 подается свежий воздух, а исходящая струя выходит на вентиляционный штрек по трубе 3. Такой вариант проветривания обеспечивает два выхода из лавы непосредственно на свежую струю и высокую нагрузку на лаву по газовому фактору без значительных дополнительных затрат.

Для этой же цели при устойчивых боковых породах применяют вариант столбовой системы разработки с прямоточной схемой проветривания (рис. 73).

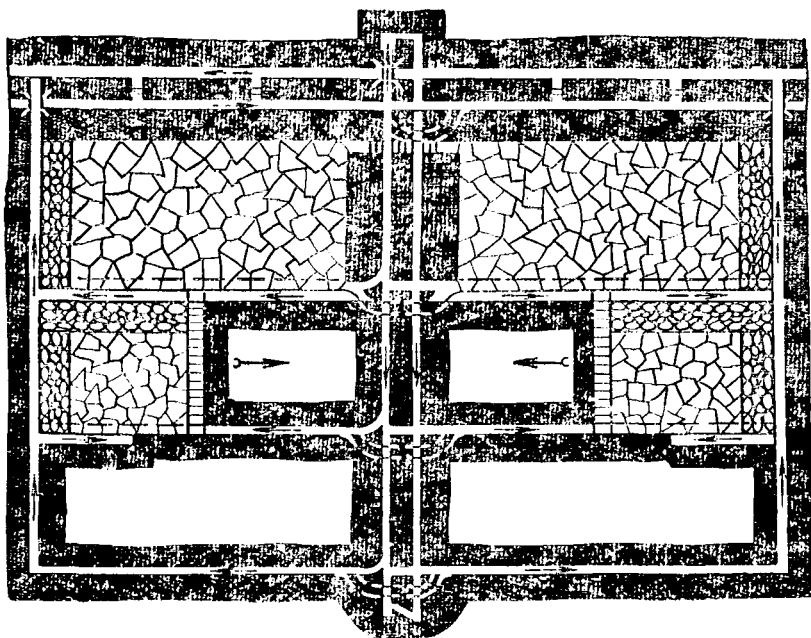


Рис. 73. Вариант системы разработки длинными столбами по прос-тиранию с проведением штрека вслед за лавой и прямоточной схемой проветривания (уклонная панель)

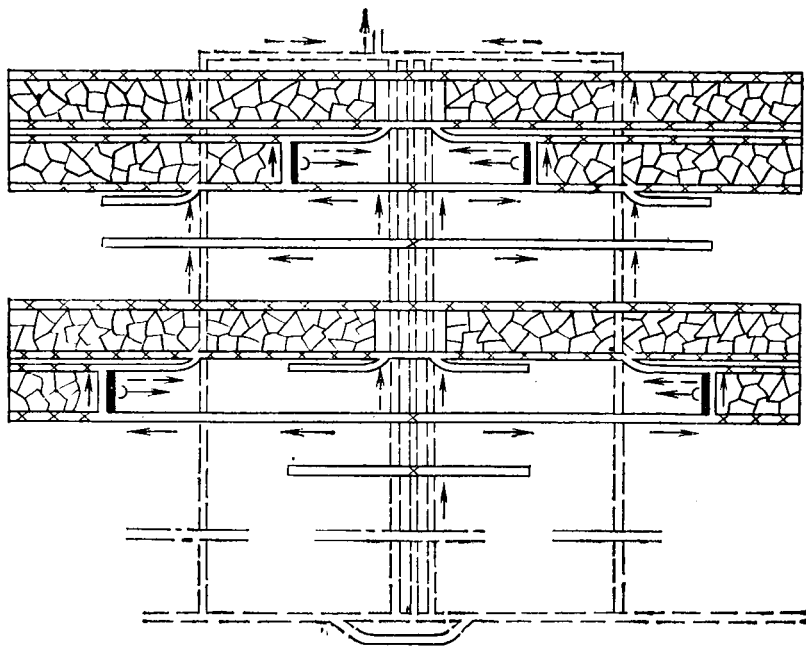


Рис. 74. Схема подготовки и отработки панели в сложных горно-геологических условиях глубоких шахт

Для сложных горно-геологических условий глубоких шахт ДонУГИ предложил схему подготовки и отработки пологого пласта с высокой концентрацией очистных забоев (рис. 74). По этой схеме в панели одновременно можно: отрабатывать четыре очистных забоя без оставления межлавных целиков угля; проводить вентиляционные штреки вприсечку в разгруженных от горного давления и дегазированных зонах; значительно увеличить размер панели по простиранию, снизить удельные расходы на проведение разрезных печей, на монтажно-демонтажные работы; рассредоточить исходящие струи воздуха.

Это достигается за счет проведения полевых наклонных выработок в средней части каждого крыла панели и ее одновременной отработки двумя изолированными участками.

§ 46. Системы разработки длинными столбами в условиях Подмосковского бассейна

Специфические условия залегания угольных пластов, описанные в § 20, предопределили повсеместное применение системы разработки длинными столбами.

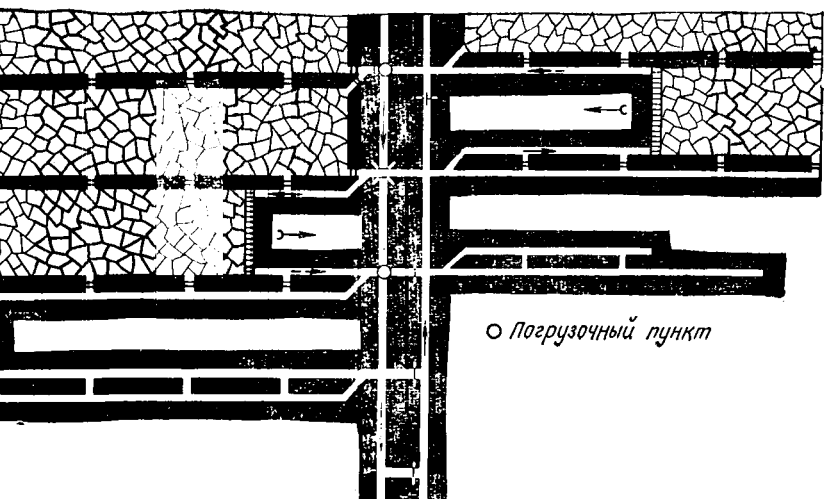


Рис. 75. Система разработки длинными столбами с одинарными лавами в условиях Подмосковского бассейна

Выемочные штреки проводят до границ панели и соединяют между собой разрезными печами. Столбы могут быть одинарными или парными. В настоящее время в связи с широким использованием механизированных комплексов применяют одинарные столбы. При одинарных лавах обеспечивается независимая их работа и создаются лучшие условия поддержания сопряжения конвейерного штрека с лавой. В результате увеличиваются подвигание забоев и суточная нагрузка на лаву, растет производительность труда рабочего на лаве.

Одинарные столбы могут отрабатываться последовательно (рис. 75) или через один. Последний вариант получает широкое распространение, особенно на шахтах-новостройках. В первую очередь отрабатывают, например, нечетные столбы, а когда прекратятся движения покрывающих пласт пород (через шесть и более месяцев) — пропущенные четные (см. рис. 25 и 76).

Такой своеобразный («шахматный») порядок отработки выемочных столбов позволяет сократить потери угля в целиках, ранее ставляемых между смежными столбами, шириной порядка 8—10 м, так как штреки проводят вприсечку к обрушенным породам или с оставлением целиков минимальных размеров (1—3 м). Достоинством отработки одинарных столбов через один является также окрашение вдвое числа погрузочных пунктов на пересечении главного и конвейерных выемочных штреков за счет повторного их использования при отработке пропущенных столбов: увеличение расстояния между ними, что облегчает маневровые операции составами на панельных штреках или штреках главных направлений. Увеличивается концентрация горных работ.



О Погрузочный пункт

Рис. 76. Система разработки длинными столбами с отработкой столбов через один

Недостатком отработки одинарных лав через столб является опасность проникновения большого количества углекислого газа из выработанного пространства, окружающего действующий столб, в очистные забои и отдельные тупиковые выработки. Кроме того, в силу уплотнения ранее обрушенных пород массив над оконечным столбом вновь может оказаться обводненным, что не исключает прорыва пливуна в выработки и очистной забой. Возникают дополнительные трудности в проведении выемочных штреков, так как в связи с отсутствием параллельной выработки ухудшаются условия проветривания забоя и транспортирования угля, а также усложняется организация участкового водоотлива, особенно при большой длине штрека.

Схема проветривания очистных забоев показана стрелками на рис. 75 и 76. Ее особенностью является то, что свежий воздух поступает по вентиляционному, а не как обычно по откаточному, штреку главного направления.

Транспорт угля по выемочным штрекам — конвейерный: у погрузочного пункта лавы монтируется крепь сопряжений со скребковым перегружателем, а по остальной его длине устанавливается ленточный. По панельным штрекам и штрекам главных направлений откатка угля производится в вагонетках контактными электровозами или ленточными конвейерами.

§ 47. Системы разработки длинными столбами по простиранию при этажной подготовке шахтного поля

При этажной подготовке шахтного поля различают столбовые системы разработки без разделения и с разделением этажа на подэтажи.

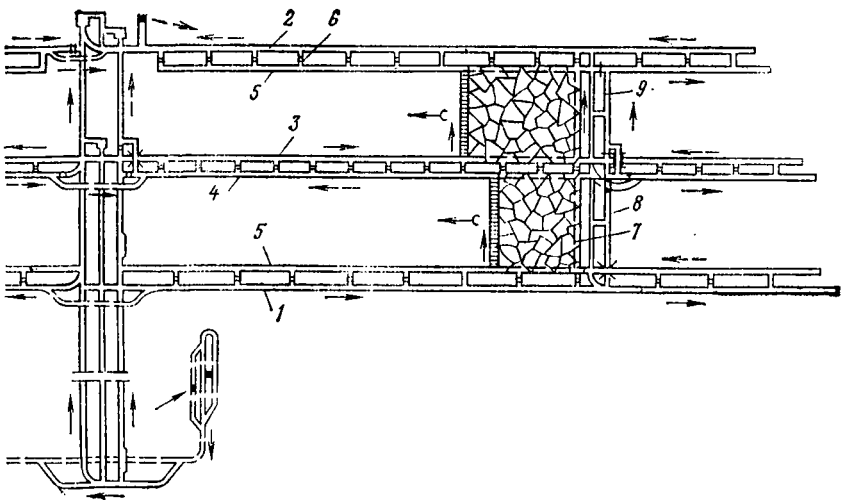


Рис. 77. Система разработки длинными столбами по простираанию при доставке угля на задний бремсберг при этажной подготовке шахтного поля

В первом случае в пределах крыла этажа имеется одна лава, нарезаемая около границы шахтного поля. В этом принципиальное отличие варианта системы от системы разработки длинными столбами по простираанию при панельной подготовке, когда в крыле панели располагается одна лава (см. § 45 и рис. 15). Все остальное сохраняется без изменений.

Вариант столбовой системы без деления этажа на подэтажи применяют на пластах тонких и средней мощности при относительно небольшой длине крыльев шахтного поля (до 1,5—2 км) и спокойном залегании пластов, когда можно длину лавы принимать 200—250 м и обеспечить нагрузку не менее 1000—1200 т угля в сутки.

Во втором случае, при делении этажа на подэтажи, этаж разделяют на выемочные поля размером по простираанию 750—1000 м. Выемочное поле по падению делят на выемочные участки (подэтажи), число которых обычно не превышает трех. При длине лавы 150—200 м размер выемочного поля по падению составляет 350—450 м. Каждое выемочное поле обслуживается своим промежуточным бремсбергом, который располагается у одной из границ или в средней части выемочного поля. В зависимости от этого различают несколько вариантов системы. Очистные забои, как правило, перемещаются в направлении промежуточного бремсберга независимо от места его расположения.

Если направления отработки выемочного поля и отработки полей, расположенных в пределах крыла этажа, совпадают, то такой вариант называют системой разработки длинными столбами по простираанию с доставкой угля по промежуточному штреку к переднему бремсбергу.

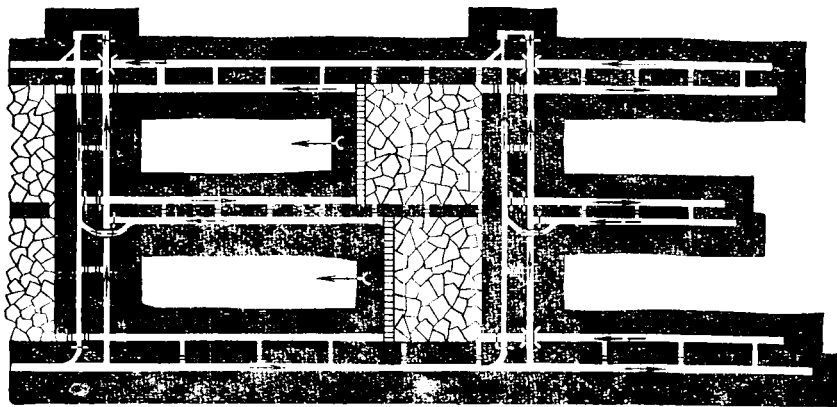


Рис. 78. Общий вид системы разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля к заднему бремсбергу при полном развитии очистных работ в этаже

Если же очистные забои в выемочном поле перемещаются в направлении, противоположном общему направлению отработки этажа, то такой вариант называют системой разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля по промежуточному штреку к заднему бремсбергу (рис. 77). При этом в крыле этажа обычно находятся два действующих бремсберга: один служит для транспортирования угля из верхних лав действующего выемочного поля, а второй обслуживает подготовительные работы в следующем подготавливаемом выемочном поле.

Подготовительные работы в каждом этаже начинают от капитальной наклонной выработки проведением этажных откаточного 1 и вентиляционного 2 и промежуточных 3 и 4 штреков. Для удобства проветривания подготовительных забоев параллельно штрекам 1 и 2 проводят просеки 5. Штреки и просеки сбивают печами 6. Если шахта негазовая, то просеки могут и отсутствовать.

Промежуточные штреки проводят до границ выемочного поля, а откаточные и вентиляционные этажные штреки загоняют вперед с таким расчетом, чтобы можно было своевременно подготовить к очистной выемке второе и последующие выемочные поля.

Между этажными штреками проводят разрезные печи 7, промежуточный бремсберг 8 и людской ходок 9. Из разрезных печей начинаются очистные работы.

К очистным работам приступают после того, как людской ходок 9 будет проведен до вентиляционного штрека, иначе трудно организовать деятельное проветривание забоев подготовительных выработок, проводимых в очередном (втором) выемочном поле.

Таким образом, этажные и промежуточные штреки по падению, а разрезные печи и бремсберги по простиранию ограничивают со всех сторон длинный столб в пределах выемочного поля.

После отработки первого выемочного поля очистные работы переходят во второе, затем в третье и так до границы шахтного поля. При полном развитии очистных работ в пределах этажа общий вид системы разработки имеет вид, представленный на рис. 78. После отработки первого этажа в эксплуатацию включается второй этаж.

Все подготовительные выработки обычно охраняются целиками угля, размеры которых зависят от целого ряда горно-геологических факторов (мощности пласта, крепости угля, глубины разработки) и могут определяться по формуле (11).

В выемочном поле, как правило, очистной забой верхнего подэтажа опережает забой нижнего, что обеспечивает более благоприятные условия поддержания участка промежуточного штрека подачи верхней лавы и исключает поступление воды из выработанного пространства верхнего подэтажа в рабочее пространство нижней лавы, поскольку вода будет перехватываться промежуточным штреком. Величина опережения зависит от способа транспортирования угля (например, при конвейерном транспорте опережение будет равно 10—15 м).

Проветривание забоев очистных и подготовительных выработок производится за счет общешахтной депрессии.

При разработке весьма газоносных пластов предусматривается обособленное проветривание каждой из лав. Это достигается проведением двух промежуточных штреков, разделяющих два смежных подэтажа. Один из них является вентиляционным для нижней лавы. По нему исходящая струя воздуха поступает к людскому ходу, а затем уходит на этажный вентиляционный штрек. Другой штрек — конвейерный для верхней лавы — служит для подачи свежего воздуха. Направление движения воздушных масс по выработкам показано стрелками на рис. 77 и 78.

Уголь из лавы нижнего подэтажа подается на скребковые конвейеры, установленные в просеке и углеспускной печи. На сопряжении углеспускной печи с откаточным штреком оборудуется полустационарный погрузочный пункт.

Из верхней лавы уголь поступает в промежуточный штрек. По промежуточным штреку и бремсбергу ленточными конвейерами уголь доставляют к капитальному бремсбергу при отработке первого выемочного поля или в откаточный штрек через промежуточный бремсберг при отработке последующих. На пересечении бремсберга и штрека оборудуют стационарный погрузочный пункт.

Сравнение системы разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля к заднему бремсбергу с той же системой разработки, но с доставкой угля к переднему бремсбергу показывает, что при втором варианте увеличивается объем работы транспорта, а следовательно, и затраты на него за счет «перепробега» груза. В зависимости от числа выемочных полей в крыле это увеличение может достигать 20—25%. Однако условия поддержания промежуточных бремсбергов и ходков при доставке к переднему бремсбергу лучше, чем при первом варианте, так как они весь срок существо-

вания находятся в нетронутом массиве угля. Кроме того, сокращается на один комплект число проведенных промежуточных бремсбергов и ходков, так как последнее выемочное поле в крыле этажа рекомендуется отрабатывать на наклонные выработки предпоследнего выемочного поля, т. е. на задний бремсберг.

При выборе варианта системы следует учитывать газообильность шахты и схему проветривания выработок. На сильно газовых шахтах при центральном проветривании следует применять вариант системы с доставкой угля к переднему бремсбергу, а при фланговом проветривании — к заднему бремсбергу, что исключает скопление метана до опасных концентраций в верхней части лавы.

На шахтах с небольшим выделением метана, если разрабатываются пласты с крепким, не склонным к самовозгоранию углем, следует применять систему разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля к заднему бремсбергу; если же угли склонны к самовозгоранию, то целесообразнее применять вариант системы с доставкой угля к переднему бремсбергу, который позволяет переходить забоями лав наклонные выработки без оставления целиков.

§ 48. Система разработки длинными столбами по падению

В настоящее время при использовании механизированных комплексов находят широкое применение различные варианты системы разработки длинными столбами по падению. Один из них — отработка горизонта одинарными столбами с прямоточной схемой проветривания (см. рис. 19).

Вскрытие пласта с полевого штрека на откаточном горизонте рекомендуют при помощи наклонных гезенков, а на вентиляционном — квершлагами. В результате при монтаже секции механизированной крепи и другое оборудование доставляется в разрезную печь рельсовым транспортом без дополнительных затрат на перегрузку. При демонтаже комплекса вблизи откаточного горизонта секции спускают на полевой штрек по гезенку. Гезенк служит также в качестве бункера для приема угля, что позволяет уменьшить влияние технологических перерывов, связанных с транспортированием угля по полевому штреку, на работу очистных забоев.

Подготовка выемочных столбов, как отмечалось выше, осуществляется проведением спаренных выработок с откаточного до вентиляционного штрека. При отработке столба по мере подвигания очистного забоя целик между выработками, расположенный со стороны выработанного пространства, или остается или вынимается с помощью лавного оборудования. В последнем случае для обеспечения нормального проветривания части лавы в пределах отрабатываемого целика, впереди очистного забоя, вприсечку к выработанному пространству проводится вентиляционная печь (рис. 79).

Применение данного варианта системы разработки позволяет снизить потери угля по площади на 5—7 % (с 13 до 6—8 %); обеспе-

Рис. 79. Вариант системы разработки длинными столбами по падению с погашением целика

чить безремонтное поддержание наклонных выработок за счет увеличения ширины целиков между ними.

Применяют вариант системы одинарными лавами с возвратноточной схемой проветривания и отработкой столбов через один (рис. 80). Подготовка нечетных выемочных столбов производится одинарными выработками, проводимыми в массиве, а четных — вприсечку к обрушенным породам отработанных смежных столбов. Промежуток времени между окончанием очистных работ в отработанных столбах и началом проведения выработок вприсечку составляет обычно не менее года.

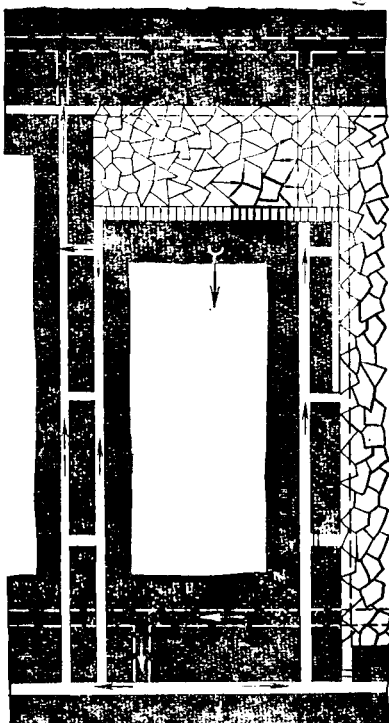
Система разработки длинными столбами по падению по сравнению с системами, отрабатывающими пласты по простиранию, имеет ряд преимуществ, основными из которых являются:

возможность обеспечения по всей длине выемочного столба постоянной длины лавы при проведении наклонных выработок строго по заданному направлению, что особенно важно при работе механизированных очистных комплексов, сокращение или увеличение длины которых в период эксплуатации связано с определенными трудностями;

простая, следовательно, более надежная схема подземного транспорта;

простая прямоточная схема проветривания лавы в пределах выемочного столба бремсберговой части шахтного поля с обособленной подачей свежего воздуха к местам выделения метана (очистной забой, выработанное пространство, поток свежееотбитого угля на конвейере, подготовительные забои), что особенно важно при разработке весьма газоносных пластов.

К недостаткам системы относятся большой объем наклонных выработок, проведение и эксплуатация которых в сравнимых условиях обычно обходится дороже, чем горизонтальных; усложняется вспомогательный транспорт по наклонным выработкам из-за отсутствия простого и надежного механического обору-



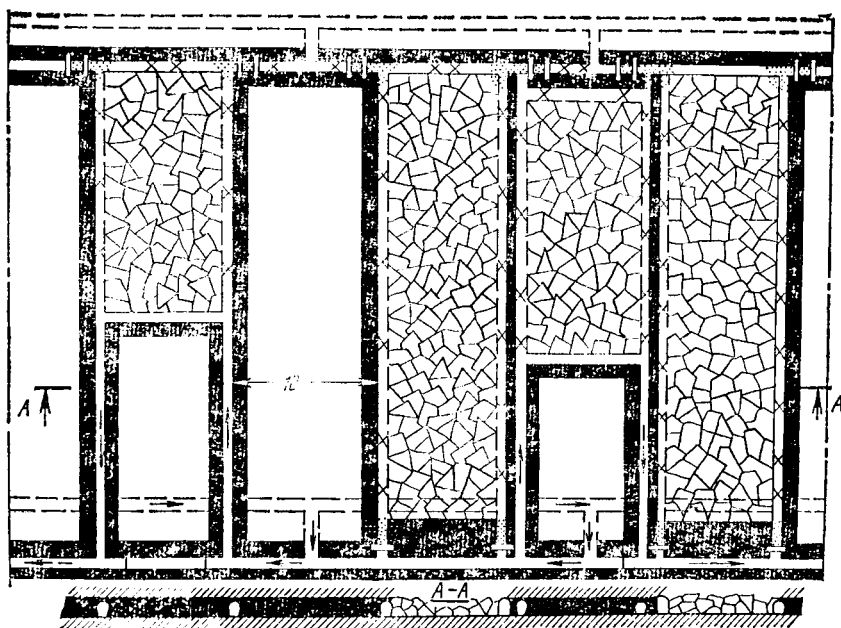


Рис. 80. Система разработки длинными столбами по падению с возвратной схемой проветривания и отработкой столбов через один

Область применения системы: угол падения пластов до $12-15^\circ$; мощность пласта до 5 м (при наличии комплексов КМ-130, которые могут вынимать уголь на полную мощность пласта); небольшая водообильность вмещающих пород. Особенно рациональным следует считать применение этой системы разработки на пластах со сложной гипсометрией, когда не может быть обеспечена постоянная длина лавы при отработке выемочных столбов по простиранью.

Обводненные месторождения, особенно участки, расположенные под поймами рек, рекомендуется разрабатывать длинными столбами по восстанию, так как это обеспечивает возможность отвода воды за пределы призабойного пространства.

При разработке мощных пластов, углы которых склонны к отжиму, возникают трудности с обеспечением безопасных условий работы в результате его обрушения в призабойное пространство. Поэтому по восстанию отработывают пласты мощностью до 1,8—2 м с углами падения до $5-6^\circ$.

§ 49. Столбовая система разработки по простиранию на крутых пластах

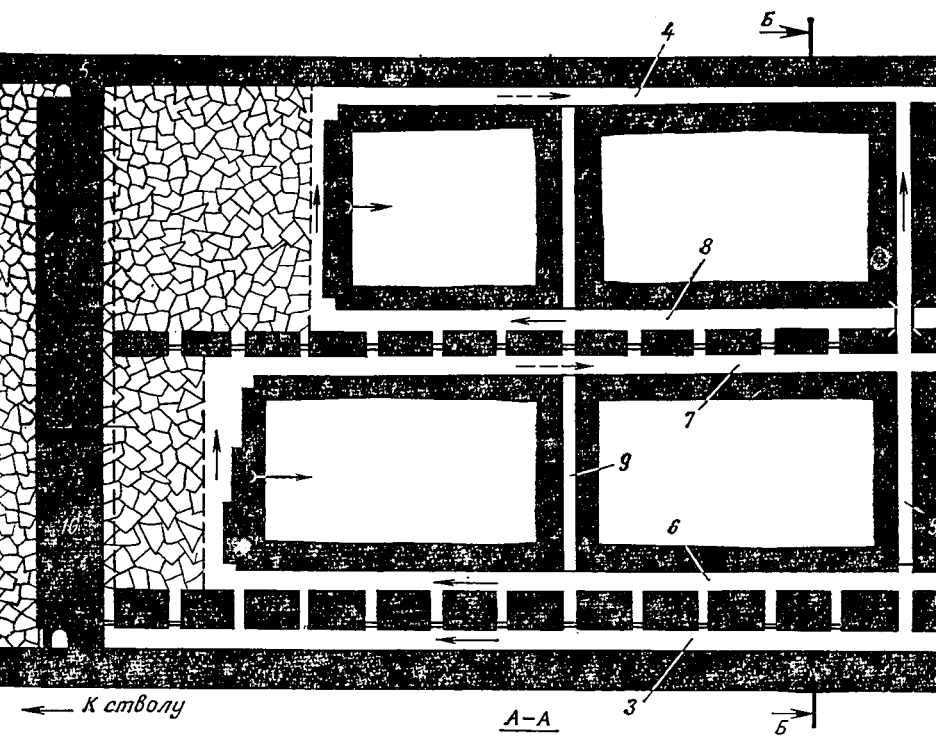
На крутых пластах применяют различные варианты системы разработки длинными столбами по простиранию. Так, при мощности пласта до $1,6 \div 1,8$ м применяют столбовую систему без деления этажа на подэтажи с отработкой выемочных полей на передние промежуточные квершлагги. В зависимости от средств механизации очистных работ забои имеют уступную или прямолинейную форму.

При отработке пластов мощностью свыше $1,6 \div 1,8$ м возникает опасность обрушения вышерасположенных уступов, а процесс крепления выработанного пространства становится трудоемким и небезопасным. Поэтому забой придают прямолинейную или почвоуступную форму, а этаж по простиранию делят на отдельные выемочные поля длиной по 250—300 м. Каждое выемочное поле с группового или полевого штрека вскрывают промежуточными квершлаггами, откаточным 1 и вентиляционным 2 (рис. 81). Для подготовки к очистной выемке от квершлаггов по пласту проводят откаточный 3 и вентиляционный 4 штреки. От откаточного штрека на границе целика угля размером 10—15 м, оставляемого в качестве охранного под квершлагом, проводят или один скат, разделенный на два отделения, или два параллельных ската 5; один из них служит для прохода людей, другой — для спуска леса. Скаты соединяют откаточный и вентиляционный горизонты. С установлением нормального проветривания начинают дальнейшее проведение штреков до границы выемочного поля. Откаточный штрек проводят одновременно с первым параллельным штреком 6. От ската 5 проводят промежуточный штрек 7 также с параллельным штреком 8. Штреки 7 и 8 разделяют выемочное поле на столбы. Поскольку вертикальная высота этажа 100 м, а наклонная высота столба 30—40 м, этаж по падению делят на два или три выемочных участка (подэтажа).

Этажные штреки через каждые 90—100 м соединяют скатами 9, что значительно облегчает проветривание выработок в период их проведения и спуск в откаточный штрек угля, получаемого при проведении промежуточных и вентиляционных штреков и при очистных работах в верхних подэтажах. У границы выемочного поля проводят разрезную печь 10. На этом завершается оконтуривание запасов выемочного поля.

Целики угля над штреками имеют размер по восстанию и по простиранию не более 4—5 м.

Положение и форма очистного забоя зависят от способа и средств механизации выемки угля. Так, при наиболее распространенном буровзрывном способе с применением коротких шпуров (1,3 м) и управлении горным давлением полным обрушением забой располагают по падению пласта; в процессе выемки угля он имеет почвоуступную форму, а перед обрушением пород кровли — прямолинейную.



81. Система разработки длинными столбами по простиранию с разделением этажи с управлением горным давлением полным обрушением

При управлении горным давлением с применением гидравлической закладки применяется столбовая система с отработкой пласта полосами по простиранию длиной порядка 10—15 м (рис. 82).

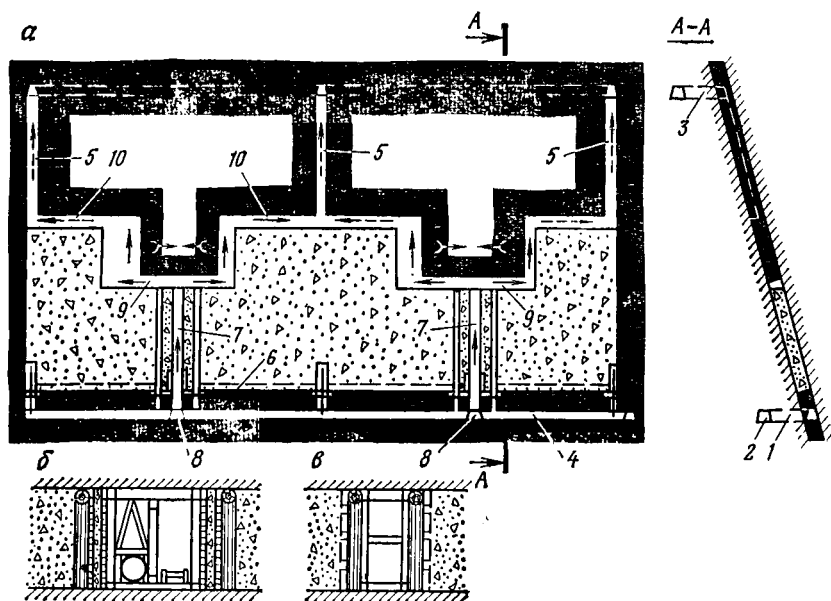


Рис. 82. Столбовая система разработки крутых пластов полосами по простиранию с гидравлической закладкой:

а — общий вид; *б* — крепление угольного ската; *в* — крепление дренажной печи; 1 — откаточный промежуточный квершлаг; 2 — полевой штрек; 3 — вентиляционный промежуточный квершлаг; 4 — основной штрек; 5 — скакты; 6 — конвейерный штрек для нижней полосы; 7 — угольный скат; 8 — блоковые квершлаг; 9 и 10 — соответственно конвейерный и вентиляционный штреки отработываемой полосы

§ 50. Столбовая система разработки полосами по падению с применением конвейероструговых агрегатов

При разработке крутых тонких и средней мощности пластов применяют щитовые агрегаты: 1АЩ (для пластов мощностью 1,2—2,2 м) и АНЩ (0,7—1,3 м). Они предназначены для комплексной механизации выемки угля, крепления и управления горным давлением полным обрушением широкими полосами по падению, на пластах с углями средней крепости и боковыми породами не ниже средней устойчивости, в том числе на пластах, опасных по газу или пыли, а также выбросоопасных.

Щитовой агрегат состоит из гидрофицированной крепи, конвейера-струга и вспомогательного оборудования. Крезь состоит из отдельных шарнирно связанных между собой секций (рис. 83).

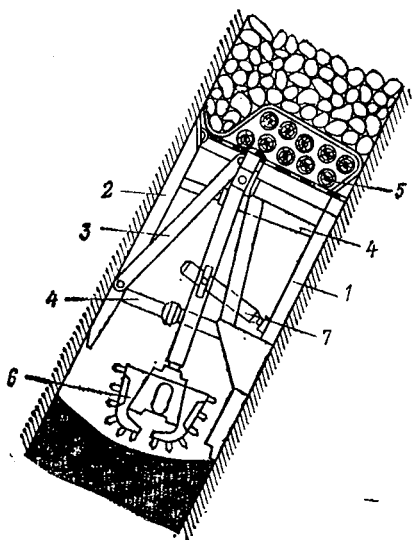


Рис. 83. Секция крепи агрегата АЩ:

1 — рама; 2 — верхняк; 3 — тяга; 4 — гидростойка; 5 — накатник из бревен; 6 — конвейероструг; 7 — гидродомкрат качания

Поверх секций укладывается прорезиненная лента и деревянный накатник из бревен, скрепленных между собой скобами. Посадка секций крепи осуществляется в агрегате АЩ под действием собственного веса и веса обрушенных пород путем постепенного снятия распора с секций крепи, у агрегата АНЩ секции опускаются принудительно с помощью гидродомкратов, укрепленных на распорных стойках.

Конвейероструг представляет собой выемочно-доставочную машину фронтального действия, которая производит выемку угля по всей мощности пласта и длине забоя и доставку отбитого угля к углеспускному отделению ската. Состоит он из двух приводных головок, установленных по концам, направляющей балки и исполнительного органа — круглозвеньевой цепи с укрепленными на

ней каретками с режущими зубками. При движении кареток по направляющей балке производится разрушение угля и его транспортирование. Конвейероструг подвешивается к секциям крепи гидродомкратами подачи и качания, которыми обеспечивается возможность выемки угля по всей площади забоя на глубину до 0,7 м.

Подготовка выемочного поля может производиться по различным технологическим схемам, например по схеме, представленной на рис. 84. При подготовке первой выемочной полосы проводят углеспускной скат и монтажную нишу под вентиляционным штреком. Скат крепят сплошным срубом с установкой гасителей скорости транспортируемого угля. В процессе отработки полосы, по мере опускания агрегата со стороны угольного массива проводят вентиляционную печь, которая используется в качестве второго выхода и имеет два отделения: лестничное и грузовое для доставки леса и материалов. При выемке следующей смежной полосы она используется для спуска угля.

Погрузочные пункты оборудуются на расстоянии, равном длине очистного забоя (50—60 м). Поэтому при групповой или полевой подготовке можно обойтись без пластового штрека. Для этого от полевого или группового штрека на каждую щитовую полосу до пересечения с углеспускным скатом бурят углеспускные скажины

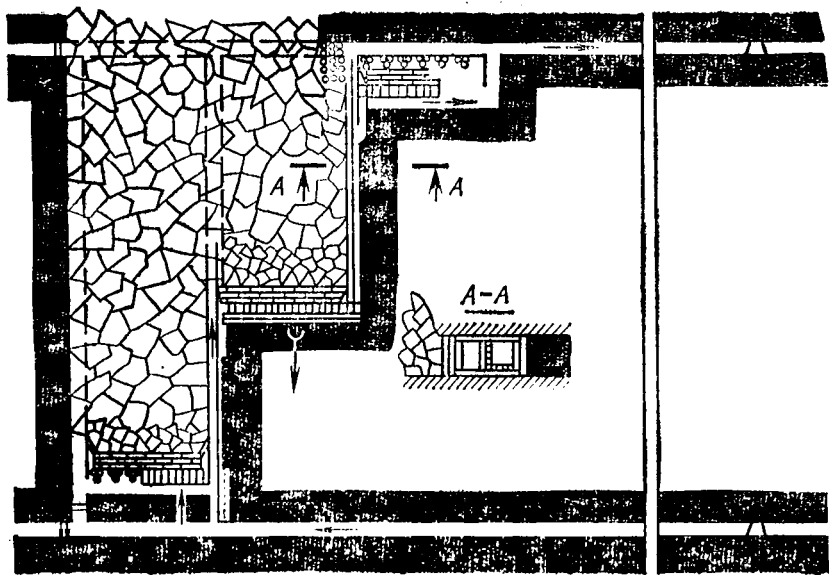


Рис. 84. Технологическая схема отработки пласта агрегатом АЩ

под углом $40-45^\circ$ с помощью буровой установки «Стрела» или проводят квершлагги. Преимущества этого способа заключаются в сокращении объема проведения подготовительных выработок, отсутствии расходов на поддержание пластового штрека и в уменьшении вероятности выбросов угля и газа.

Бурение углеспускных скважин технически и экономически оправдано при расстоянии между пластом и полевым штреком по нормали не более 10 м.

После монтажа щита для обеспечения благоприятных условий работы крепи и надежного поддержания боковых пород в рабочем пространстве необходимо над крепью агрегата создать породную подушку из дробленой породы с крупностью кусков не более 0,1—0,15 м толщиной, равной 3—4-кратной мощности пласта.

Выемку угля под щитовым агрегатом осуществляет комплексная бригада в составе машиниста, одного-двух помощников, трех горнорабочих по креплению вентиляционной печи, ремонту и погашению углеспускного ската, электрослесаря и рабочего на погрузочном пункте. Машинист и помощники управляют конвейеростругом и крепью.

В исходном положении секции крепи опираются на угольный забой, а конвейероструг находится в верхнем положении. При включении конвейероструга исполнительный орган подается на забой — производится зарубка в средней части пласта на полный шаг выемки, равный 0,7 м у агрегата АЩ (0,63 м — у агрегата АНЩ), затем вынимаются полосы угля у кровли и почвы пласта.

После выемки полосы угля производится посадка щита. Конвейероструг поднимается в крайнее верхнее положение, постепенно снимается давление в гидростойках крепи и под действием гравитационных сил агрегат перемещается вниз до упора в угольный забой. После этого крепь распирается. Проверяется исправность обору-дования агрегата и состояние забоя, затем приступают к следующему циклу выемки.

Достигнутые технико-экономические показатели при применении агрегата АЩ на пласте мощностью в 1,5 м: месячная добыча — 5600 т; себестоимость добычи 1 т угля — 4,4 руб.; расход леса на 1000 т добычи — 25,3 м³. Производительность труда рабочего очистного забоя по сравнению с выемкой угля узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью выше примерно в 2—3 раза (в зависимости от мощности пласта) и составляет 8—16 т на выход.

Весьма важным преимуществом щитовой агрегатной выемки является также то, что это пока единственная технология, которая позволяет безопасно отрабатывать выбросоопасные незащищенные одиночные пласты мощностью до 2,2 м, благодаря мелкому сколу угля исполнительным органом. Кроме того, перемещение выемочного агрегата и обрушенных пород совпадает с действием составляющей силы веса. Породная подушка и перепущенные сверху породы обеспечивают благоприятные условия работы крепи и поддержания боковых пород в рабочем пространстве.

§ 51. Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля полосами по падению под щитовым перекрытием

Разработка пластов с применением передвижной крепи в виде щитового перекрытия впервые была предложена и нашла широкое применение на шахтах Кузнецкого бассейна. Работа по конструированию щита и внедрению его в производство была проведена группой инженеров и рабочих под руководством Н. А. Чинакала.

Сущность щитовой разработки заключается в том, что в вентиляционном штреке монтируется щитовое перекрытие специальной конструкции, которое покоится на целиках угля у кровли и почвы пласта. Между ними проводится своеобразная канава-забой. С откаточного штрека под щит проводят ряд печей, которые используют для спуска добываемого угля. Выемка угля под щитом производится путем последовательного взрывания зарядов в шпурах, пробуренных в канаве и целиках. Отбитый уголь самотеком спускается по печам на откаточный штрек. Щит опускается вниз под действием собственного веса и веса обрушающихся на него пород. Таким образом, технология добычи угля под щитом исключает такие трудоемкие процессы, как крепление призабойного пространства, управление кровлей, транспортирование угля и др.

Для разработки крутых пластов применяют щиты различных конструкций. Первыми из них начали применять так называемые

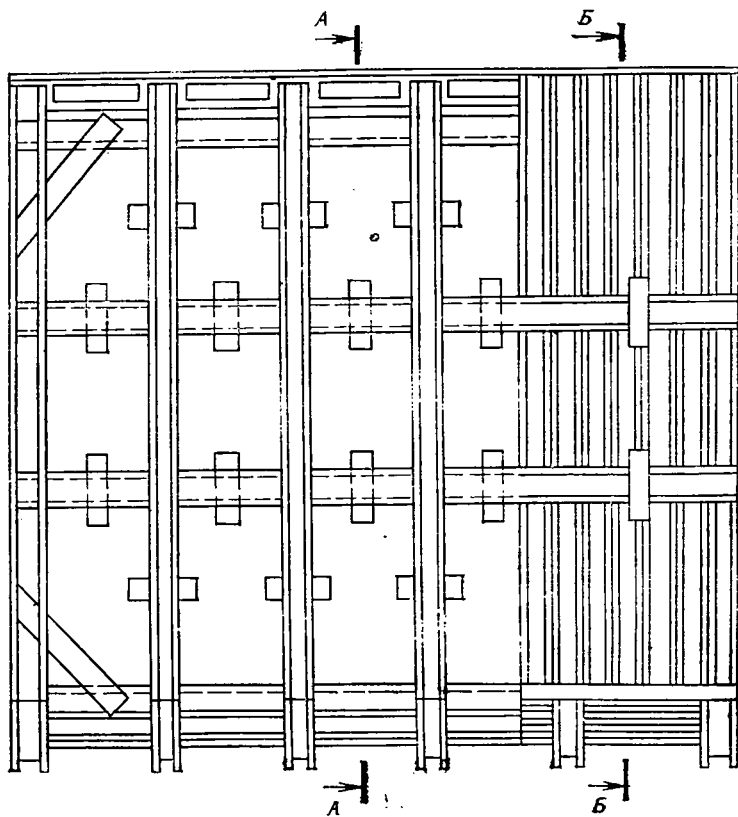


Рис. 85. Конструкция секции

секционные щиты, которые широко распространены и в настоящее время.

Секционный щит состоит из четырех-пяти секций. Размер секции по простиранию 6 м, вкрест простирания несколько меньше мощности пласта — от 4,5 до 8 м (с интервалом через 0,5 м). Длина щита обычно 24—30 м. Каждая секция представляет собой металлическую раму, на которую в несколько рядов укладывают бревенчатый накатник. Металлическую раму монтируют из уголковых и швеллерных балок. Продольные и поперечные балки скрепляют между собой с помощью косынок и болтов. Таким образом, рама имеет жесткую конструкцию (рис. 85).

К полосам по лежащему боку пласта прикрепляют болтами салазки — гнутые швеллерные балки на высоту накатника. Они предохраняют накатник от разрушения и облегчают скольжение секции по лежащему боку пласта. Со стороны висячего бока пласта к полосам прикрепляют фартуки — листы из листовой стали, которые препятствуют проникновению породы под щит. Длина фартука соответствует длине секции, ширина — высоте накатника. Секции скрепляют между собой стальными канатами, пропускаемыми четыре-пять раз в специальные отверстия, имеющиеся в углах каждой секции. Накатник, укладываемый на металлическую раму, состоит из отдельных бревен диаметром 25—30 см. Лесины окантовывают с двух сторон и опиленной стороной укладывают одну на другую. Это обеспечивает плотную укладку их. Установлено, что основную нагрузку несут ряды бревен, уложенные вкрест простирания пласта, поэтому вначале укладывают два-три ряда вкрест простирания, затем один ряд по простиранию, далее один-два ряда вновь вкрест простиранию. После этого деревянный накатник жестко скрепляют с металлической рамой. Для этого поверх накатника укладывают так называемый связной ряд (три-четыре прогона). Накатник прочно зажимают между прогонами и металлической рамой при помощи хомутов.

При щитовой системе разработки этаж обычно разделяют на односторонние выемочные поля размером по простиранию 250—300 м, которые, в свою очередь, делят на отдельные полосы — щитовые столбы. Каждый столб отрабатывают самостоятельным щитом. Одно выемочное поле от другого отделяется противопожарным целиком шириной 6—10 м. Прорезка этого целика выработками запрещается, чтобы не создались благоприятные условия для самовозгорания угля в результате изменения режима проветривания.

Каждое выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом 1, проводимым от полевого штрека 2 (рис. 86). С квершлага проводят основной откаточный штрек 3. С откаточного штрека 3 на вентиляционный по границе охранного целика под квершлагом пробуривают две скважины 4 на расстоянии 8—10 м, одну из которых после расширения до сечения печи оборудуют как ходовую. Вторая печь первое время используется для спуска угля, получаемого

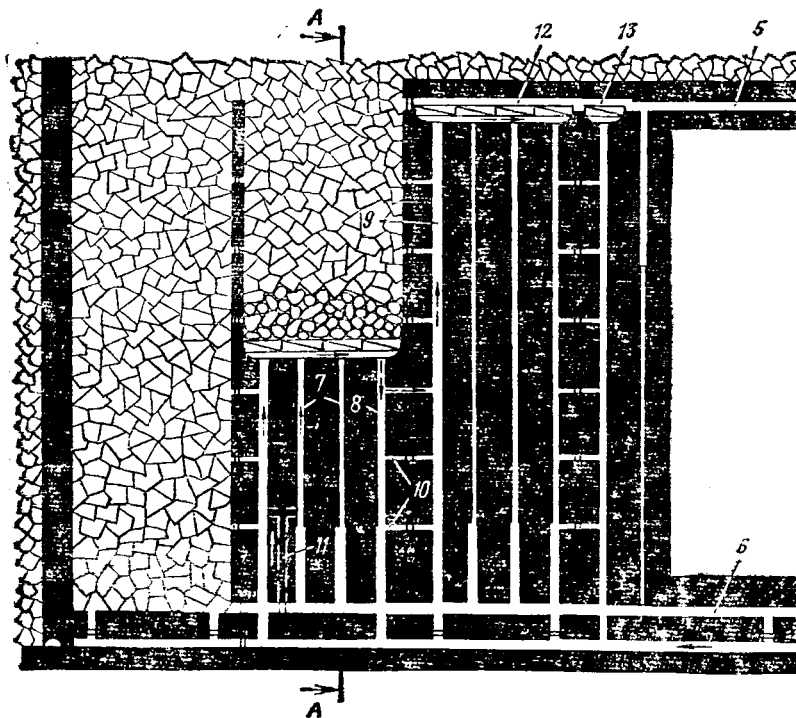


Рис. 86. Система разработки длинными столбами по простиранию с перекрытием

от проведения вентиляционного штрека, а при отработке последнего щитового столба ее используют как входную под щит.

При подготовке выемочного поля на первом этаже, когда мощность наносов сравнительно невелика, для вентиляции с поверхности на отметку вентиляционного штрека проводят шурф, из которого после разделки сопряжения проводят квершлаг, а затем вентиляционный штрек. Если обрабатывается второй или последующие этажи, то подготовка выемочного поля производится с промежуточного квершлага ранее отработанного горизонта. Для этого проводят уклон с тем, чтобы вентиляционный штрек 5 расположить на 4—5 м ниже бывшего откаточного.

После проведения печей 4 и обеспечения условий для деятельного проветривания подготовительных забоев приступают к проведению откаточного и вентиляционного штреков до границы выемочного поля. Их обычно располагают на расстоянии 1—1,5 м от лежащего бока пласта.

Одновременно с основным откаточным штреком на 3—4 м выше его проводят параллельный штрек 6 от ходовой печи 4. Штреки для целей проветривания и спуска угля соединяют скважинами диаметром 500 мм.

Подготовку первого щитового столба к очистной выемке начинают после проведения штреков. Подготовка как первого, так и последующих столбов заключается в проведении печей и сбоек различного назначения. Для спуска угля из-под щита под влиянием собственного веса под середину каждой секции, т. е. через каждые 6 м, проводят углеспускные печи 7 (на рис. 86 первый щитовой столб показан отработанным). Вначале их бурят диаметром 300 мм, а затем расширяют специальным расширителем буро-сбоекной машины до диаметра 850 мм. Расширение скважин производят также отбойными молотками и буровзрывным способом. При этом печам придают прямоугольную форму сечением примерно 1,5 м².

Углеспускные печи крепят деревянной венцовой сплошной крепью. Стенки круглых печей затягивают проволоочной сеткой, которую прикрепляют к стенкам выработки деревянными штангами. В крайней входной печи 8, используемой для передвижения людей и вентиляции, устанавливают деревянную крепь.

Для крепления печей создана тубинговая крепь, состоящая из отдельных колец. Каждое кольцо, в свою очередь состоит из шести или восьми тубингов. Внутренний диаметр кольца — 850 или 1090 мм.

Все углеспускные печи у основания на высоту 15—20 м расширяют до сечения 2×2 м (в свету). Эти участки используют как емкости (бункера), в которых накапливается уголь. Бункера также крепят деревянной сплошной венцовой крепью.

Каждый щит имеет ходовую печь 9, расположенную от входной печи 8 на расстоянии 8 м, т. е. на 2 м превышающую ширину секции по простиранию. Лишние 2 м приходятся на целик угля, оставленный между щитовыми столбами. Ходовую печь крепят и обору-

дуют деревянными лестницами на всю длину и полками около ходовых сбоек.

Ходовую и входную печи через каждые 7—9 м соединяют ходовыми сбойками 10 сечением около 1,5 м². Сбойки используют для прохода людей под щит и для проветривания.

Чтобы обеспечить деятельное проветривание забоя под щитом в момент ведения взрывных работ, ближе к кровле пласта проводят обходную вентиляционную печь 11 («крючок») на длину 15—20 м, которую специальной сбойкой соединяют с первой и второй углеспускными печами выемочного столба. Обходную печь крепят и оборудуют трапами для передвижения людей.

Для монтажа щита в вентиляционном штреке на всю мощность пласта вынимают горизонтальный слой угля. При этом образуется монтажная камера — рассечка 12. Первоначально рассечку проводят для одной секции щита на длину 7 м. Высота рассечки должна быть выше щита не менее чем на 0,75 м. Посредине рассечки по простиранию проводят канаву глубиной около 1,5 м для прохода людей во время и после монтажа щита. По этой канаве движется исходящая струя воздуха из-под действующего щита. Ширина канавы поверху на 1,5—2 м меньше мощности пласта, с тем чтобы у кровли и почвы пласта оставались целики угля достаточной ширины, которые служат опорами для щитовой крепи. Устья печей, находящихся ниже рассечки, должны быть закреплены на глубину 2 м. Секции собирают ближе к висячему боку пласта, чтобы обеспечить условия для выведения щита из горизонтального в нормальное по отношению к боковым породам положение.

Окончив монтаж первой секции, проводят рассечку для второй и начинают ее монтаж и т. д. На смонтированной секции и между ними укладывают металлическую сетку, которая предохраняет от проникновения под щит мелкой породы; на секциях выкладывают также костры, которые предотвращают обрушение находящегося над рассечкой угля (рис. 87).

Закончив монтаж щита, сразу же начинают монтировать первую контрольную секцию последующего щита 13 (см. рис. 86). Между смонтированным щитом и первой секцией щита оставляют пространство размером 1,5—2 м.

Контрольная секция, перекрывая ходовую печь, обеспечивает нормальную отработку действующего щитового столба, предотвращая завал печи при обрушении пород.

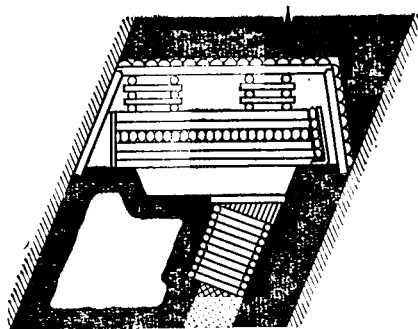


Рис. 87. Секция щита в монтажной камере

Для безопасности каждую углеспускную печь закрывают металлической решеткой, которую за углы подвешивают на канатах к раме секции. Вдоль щита натягивают канат, к которому рабочие цепляют карабин фалы предохранительного пояса.

Для передвижения людей крайними углеспускными печами подвешивают металлические канатные лестницы. В ближайшей к завалу углеспускной печи лестница всегда должна находиться в опущенном состоянии и доходить до основного штрека. Во входной печи 8 лестницу спускают до ближайшей сбойки, соединяющей эту печь с ходовой.

При отработке каждого последующего щитового столба ходовая печь предыдущего становится вентиляционной, а также служит вторым запасным выходом из-под щита. Крепь этой печи и углеспускных печей в процессе отработки щитового столба разбирают.

Перед пуском щита в работу над ним должна быть создана подушка из разрыхленных пород. Толщина подушки примерно равна мощности пласта. Подушка предназначена для увеличения веса щита в первоначальный период его движения, а также для предохранения накатника от разрушения глыбами породы, падающими на щит в период его движения. Кроме того, обрушенные породы играют роль временной крепи, удерживающей вмещающие пласт породы от обрушения в зоне выше щитового перекрытия.

Для приведения щита в рабочее положение углубляется канава и вынимается опорный целик у лежачего бока пласта путем многократного взрывания зарядов в шпурах, пока щит не займет нормального положения по отношению к почве и кровле пласта.

Очистные работы под щитом начинаются после вывода щита в нормальное положение. При этом буровзрывные работы по выемке угля чередуются с выпуском его на основной штрек через углеспускные печи и ведутся в два приема. В первый прием бурят и взрывают шпуры для углубления канавы (прохода) на величину шага посадки, т. е. 0,9—1 м. Во второй прием бурят и взрывают шпуры в опорных целиках с таким расчетом, чтобы в результате этого взрывания щит опустился на величину шага посадки. После каждого взрывания забой проветривают, выравнивают, удаляют оставшиеся куски угля. Работы под щитом обычно выполняет бригада из трех горнорабочих в смену. Кроме того, один рабочий занят на погрузочном пункте на основном штреке.

Проветривание выработок в выемочном поле как при проведении подготовительных выработок, так и при очистных работах осуществляется за счет общешахтной депрессии. Направление движения воздуха показано стрелками (см. рис. 86).

Транспортирование угля при рассматриваемой системе разработки осуществляется следующим образом. По углеспускным печам уголь самотеком поступает в первый параллельный штрек. В нем монтируется конвейер, который доставляет уголь до печи за пределами действующего щитового столба. По этой печи уголь спускается в откаточный штрек, где грузится в вагонетки.

Конструкции щитов непрерывно изменяются в целях дальнейшего совершенствования и расширения области их применения. В настоящее время, кроме секционных, находят применение щиты бессекционные, Г-образные, арочные и др.

Бессекционный щит (рис. 88) состоит из одного ряда окантованных с двух сторон бревен, расположенных вкрест простираня пласта и уложенных на ребро. Диаметр бревен от 28 до 36 см длина от 3 до 6 м.

Бревна соединены между собой четырьмя поясами из швеллеров — двумя снизу и двумя сверху. По всему периметру кромки щита защищают от повреждений листовым железом, выполняющим одновременно роль фартуков, предотвращающих прорыв породы под щит. Всю площадь щита сверху сплошь покрывают двумя рядами металлической сетки.

Указанная конструкция обеспечивает жесткость щита вкрест простираня пласта; по простиранию же щит гибкий, но с известной степенью упругости, позволяющей ему сохранять свои основные размеры по длине и приспосабливаться к изменяющейся конфигурации забоя за счет деформации (изгибания) металлических поясов. Благодаря отмеченному свойству бессекционные щиты называют также эластичными.

Арочный щит (рис. 89) конструктивно оформлен следующим образом. Основанием его являются опорные балки-прогоны 1 длиной по 6 м. Отдельные балки, соединенные между собой, образуют пояс длиной, равной длине щита (30—35 м). На опорные балки вкрест простираня пласта устанавливают арки 2 из спецпрофиля. Расстояние между арками 0,6 м. По всему периметру щита устанавливают фартуки 3. Арки между собой скрепляют двумя-тремя продольными связями 4. Поверх каркаса в два ряда настилают металлическую сетку 5. Между фартуком и каркасом укладывают деревянные стойки 6 и насыпают разрыхленный уголь 7. Фартуки не только препятствуют проникновению обрушенных пород под щит, но и обеспечивают движение его в заданном направлении и позволяют производить полную выемку пластов переменной мощности.

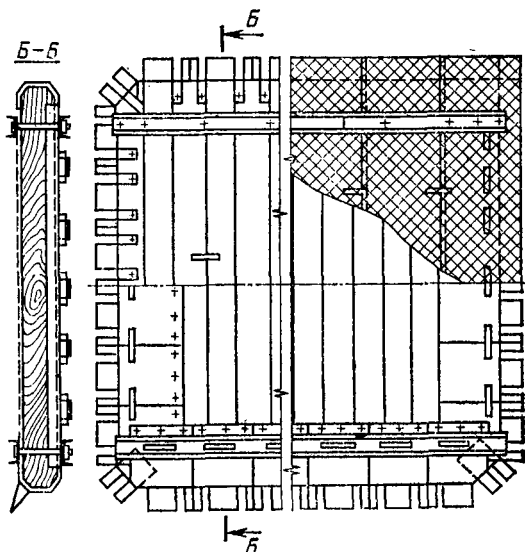


Рис. 88. Бессекционный щит

Г-образный щит (рис. 90) состоит из пяти секций длиной по 5 м. Каждая секция состоит из четырех-пяти швеллерных балок 1, устанавливаемых через 1,4 м. Балки усилены приваренными косынками 2, а также укосинами 3. Концы швеллерных балок со стороны кровли пласта соединяются с прогоном 4, а со стороны почвы торцы брусьев защищаются листом 5. Металлический каркас щита сверху перекрывают одним рядом брусьев 6. По короткой стороне брусья укладывают по простиранию и прикрепляют при помощи полосовой стали 7 к прогонам 4; по длинной — вкрест простирания пласта, швеллерами 8 и стяжными болтами их также прикрепляют к балкам.

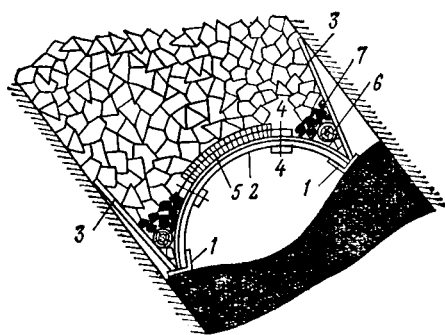


Рис. 89. Конструкция арочного щита

Условия применения щитов различной конструкции по мощности пласта и углу падения приведены в табл. 8.

Необходимыми условиями применения щитовой системы разработки являются выдержанная мощность пластов, постоянный угол падения, отсутствие геологических нарушений.

Технико-экономические показатели, достигнутые при применении щитовых перекрытий, довольно высокие. Так, при работе с секционными щитами месячная нагрузка на забой достигает 12—13 тыс. т, производительность труда рабочего по участку — 12—13 т на выход; расход леса на 1000 т угля составляет 18—20 м³, себестоимость 1 т угля по участку — 0,8—1 руб. Однако потери угля составляют 24—26%.

Передовые бригады на шахтах Кузбасса (им. Калинина, им. Ворошилова и др.) достигли месячной нагрузки на забой с секционными щитами 60 144 т, бессекционными — 31 725 т и арочными — 20 304 т.

Т а б л и ц а 8

Щит	Мощность пласта, м	Угол падения пласта, градус
Секционный	5—10	Не менее 55
Бессекционный	3—6	Свыше 52
Г-образный	3—5	42—55
Арочный	1—3	Свыше 60

Достоинства щитовой системы: большая нагрузка на очистной забой, высокая производительность труда, низкая себестоимость 1 т угля, малый расход леса.

К недостаткам следует отнести большие потери угля, обуславливающие высокую ее пожароопасность; более высокий травматизм по сравнению с системами разработки с полной закладкой выработанного пространства. Поэтому с переходом горных работ на более глубокие горизонты технико-экономические показатели ухудшаются, а объем и область применения щитовой выемки сокращается. Для дальнейшего совершенствования щитовой выемки, снижения аварийности и уменьшения объема ремонта углеспускных печей проводят последние на расстоянии 8 м друг от друга, а механизированную доставку угля под щитом применяют с помощью специальной скреперной установки, что позволяет иметь в работе только две печи, расположенные на флангах щитового столба. Полная закладка выработанного пространства при разработке пластов средней мощности исключает прорывы глин, перепуск очагов эндогенных пожаров и возникновение новых, и кроме того обеспечивает плавное сдвигание поверхности, без образования трещин.

§ 52. Поддержание и охрана горных выработок

Эффективная работа очистного забоя возможна при обеспечении нормальных условий эксплуатации горных выработок, т. е. когда сохраняются размеры их поперечного сечения и крепь находится в исправном состоянии, что достигается путем их систематического поддержания (ремонта).

На условия поддержания влияет большое число факторов: природных (мощность и угол падения пласта, устойчивость боковых пород и др.) и производственных (длина и тип выработки, размер и форма сечения, материал крепи, близость очистных работ, способ охраны, глубина ведения горных работ и т. д.).

Воздействуя на производственные факторы, теоретически можно обеспечить так называемое безремонтное поддержание горных выработок, при котором отсутствует сплошная замена крепи, выпуск породы и т. д. Но и оно не исключает текущего мелкого ремонта (поддирка почвы, замена затяжек и отдельных элементов крепи и пр.).

Везремонтное поддержание выработок можно обеспечить: соответствующим расположением горных выработок в толще пород и пласта, которое исключит влияние временного и стационарного опорного давления;

проведением выработок с длительным сроком службы полевыми; проведением выработок с завышенным сечением с тем, чтобы после деформаций оно было в пределах нормы по условиям эксплуатации;

установкой податливой крепи;

определением размеров выемочных полей с учетом физико-механических свойств пород, темпов проведения выработок и подвигания очистных забоев, допустимой податливости крепи.

Реализация указанных мероприятий возможна, естественно, только на вновь проводимых выработках. Ранее проведенные выработки приходится поддерживать в реально сложившейся обстановке. При этом около 85% выработок от общей их протяженности имеют условия поддержания неодинаковые по длине и изменяются во времени по мере перемещения очистного забоя (пластовые и полевые штреки, конвейерные бремсберги и ходки при отработке выемочных столбов по падению или восстанию).

По характеру проявления горного давления штрек по длине можно разделить на три зоны, которые особенно четко выделяются при сплошной системе разработки (рис. 91, а).

Первая зона — первоначального напряженного состояния горных пород — располагается на 15—20 м впереди очистного забоя и распространяется до забоя штрека. Поскольку на этом участке штрек располагается в массиве угля, то крепь не испытывает усиленного горного давления и не подвергается существенным деформациям.

Вторая зона — активного горного давления — начинается от первой зоны и условно заканчивается на расстоянии 100—150 м позади забоя лавы. Здесь происходит массовое обрушение и опуска-

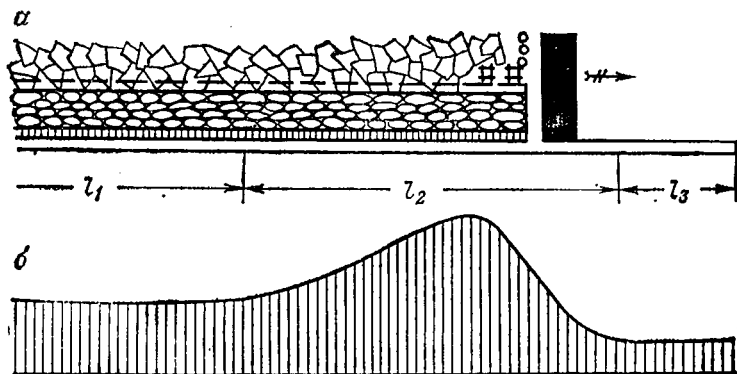


Рис. 91. Характер проявления горного давления по длине штрека

ние пород кровли в выработанном пространстве и, следовательно, наибольшие деформации крепи.

Третья зона — установившегося горного давления — охватывает остальную часть штрека от второй зоны до наклонной выработки. На этом участке опускания пород кровли постепенно затухают, бутовая полоса успевает уплотниться и крепь штрека испытывает более или менее установившиеся по величине горное давление.

Расположение перечисленных зон и условный характер распределения горного давления представлен на рис. 91, б.

Способы охраны пластовых штреков рассмотрены выше. Они зависят как от природных, так и от производственных факторов. При этом необходимо учитывать, что бутовая полоса, целики и краевая часть массива деформируются под воздействием опорного давления в различной степени. Бутовые полосы деформируются значительно интенсивнее, чем массив или целик (величина их деформации достигает 50% вынимаемой мощности пласта). В результате крепь деформируется неравномерно. Поэтому охрана штреков с возведением односторонних бутовых полос допускается только при разработке тонких пластов.

Охрана выработок целиками может применяться при разработке пластов тонких и средней мощности при глубине ведения горных работ до 400—500 м. При больших глубинах резко возрастают размеры целиков и потери угля. В этих условиях рекомендуется проходить выработки вприсечку к выработанному пространству, т. е. в зоне разгрузки, что позволяет уменьшить смещения почвы и кровли в 5—8 раз. Однако проведение выработок по контакту с обрушенными породами может быть рекомендовано на пологих пластах мощностью более 1,8 м с породами кровли и почвы любой устойчивости. Применение его затруднено лишь на пластах с волнистой почвой и большим притоком воды из выработанного пространства при отработке лав по простиранию, а выемочных полей — в нисходящем порядке. При этом общий объем проводимых подготовительных выработок не уменьшается, поэтому их рационально применять только в том случае, когда подготовка и отработка выемочных полей с проведением в целике или сохранением подготовительных выработок позади обрабатываемой лавы дает худшие результаты.

В последние годы находит применение способ поддержания пластовых штреков с применением железобетонных тумб, временных усиливающих крепей или их комбинаций с целью повторного использования транспортных выработок в качестве вентиляционных. Усиливающие крепи — гидравлические стойки устанавливаются по длине выработки между арками крепи в зоне временного опорного давления в 20—50 м впереди очистного забоя и снимают в 50—80 м позади него. Сохранение ранее проведенных выработок целесообразно на тонких и средней мощности пологих пластах с легкоуправляемой кровлей средней устойчивости и почвой, не склонной к пу-

чению, а также в тех случаях, когда временное опорное давление не вызывает больших затрат на поддержание сохраняемой выработки.

На пластах с труднообрушаемой кровлей, способной к зависанию на больших площадях, с длиной нависающей консоли более 10 м схемы с проведением или сохранением ранее проведенных выработок позади очистного забоя применять не рекомендуют.

§ 53. Сравнительная оценка сплошных и столбовых систем разработки

Систему разработки длинными столбами рекомендуется применять на пластах тонких и средней мощности при любых углах залегания и углях любой крепости. Поскольку подготовительные выработки проводят и поддерживают в толще полезного ископаемого, столбовая система разработки может применяться при боковых породах любой устойчивости. Исключение составляют пласты, опасные по горным ударам, а также тонкие пласты, залегающие среди устойчивых боковых пород на больших глубинах.

Столбовая система разработки более благоприятна, чем сплошная, для эффективного применения современных выемочных комплексов и агрегатов с гидрофицированной крепью, поскольку разделение подготовительных и очистных работ в пространстве обеспечивает высокие скорости подвигания как очистных, так и подготовительных забоев, позволяет произвести детальную разведку пласта в пределах выемочного поля и организовать выемку угля в лаве без ниш, увеличивает надежность работы подземного транспорта, обеспечивает постоянную длину лавы в пределах выемочного столба, особенно при отработке пласта по падению (восстанию).

Условия поддержания выработок при столбовой системе более благоприятны, чем при сплошной. А это, в свою очередь, положительно отражается на работе подземного транспорта.

Схема проветривания при столбовой системе, особенно при делении этажа на подэтажи, сложнее, чем при сплошной. Поэтому успешное применение столбовой системы при разработке пластов высокой газоносности зависит от эффективности дренажа метана из разрабатываемого пласта, сближенных пластов и вмещающих пород, применения наиболее совершенных схем проветривания выемочных участков.

Все это позволяет повысить степень концентрации горных работ за счет роста нагрузки на очистной забой, перейти от сложных (по планировке горных выработок) вариантов столбовых систем разработки к более простым и, как следствие, улучшить основные технико-экономические показатели.

Благодаря этому в настоящее время система разработки длинными столбами стала основной.

Однако столбовая система имеет и свои недостатки: повышенные потери (на 5—7%) полезного ископаемого по сравнению со

сплошной, большой объем проводимых подготовительных работ.

§ 54. Особенности разработки пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа

Внезапный выброс угля и газа представляет собой быстро развивающееся под действием горного и газового давления разрушение угольного массива впереди забоя выработки, сопровождающееся отбросом угля и усиленным газовыделением.

Обычно внезапные выбросы появляются при глубине горных работ 200—300 м. С увеличением глубины их количество и интенсивность нарастают. Выбросы становятся более интенсивными и с увеличением мощности пластов. Большинство выбросов приурочено к зонам неявно выраженных геологических нарушений. На крутых пластах количество и средняя интенсивность выбросов больше, чем на пологих.

Выбросам могут быть подвержены лишь отдельные пласты разрабатываемой свиты. Более того, одни и те же пласты могут быть склонны к внезапным выбросам только на отдельных крыльях складок, шахтных полей и т. д. В связи с этим пласты подразделяются на опасные и угрожаемые. К опасным относятся пласты в пределах шахтного поля ниже вентиляционного штрека того горизонта, на котором имели место случаи выбросов. При системах разработки длинными столбами по восстанию (падению) пласт считается опасным с изогипсы, проходящей в 100 м по пласту выше отметки места первого выброса.

Если в пределах шахтного поля пласты собраны в складки, то пласт считается опасным на том крыле данной складки, где произошел внезапный выброс.

К угрожаемым относятся пласты в пределах крыла шахтного поля, имеющие общую границу с опасными шахтопластами по простиранию на тех же горизонтах. Эти пласты в другом крыле тех же горизонтов относятся к угрожаемым только в зонах тектонических нарушений. К угрожаемым относятся также пласты в зонах тектонических нарушений, залегающих в свитах с опасными ниже отметки, где произошел первый выброс. Наиболее опасной является нижняя треть этажа (лавы) и почти неопасной — верхняя треть.

При внезапном выбросе в зависимости от количества вынесенного из массива угля в пласте остается пустота большей или меньшей величины. Формы этих пустот довольно разнообразны. В большинстве случаев они представляют собой удлиненную полость, продольная ось которой совпадает с линией падения пласта или составляет с ней небольшой угол.

Большинство выбросов приурочено к сильно нарушенным пачкам, сложенным перемятым углем (раздувы и пережимы пластов), а также к зонам вторичных и мелких складок. В надвигах и сбросах,

образование которых происходило при действии растягивающих сил, выбросы не наблюдаются.

Отличительными особенностями пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, по сравнению с неопасными следует также считать: более сложную структуру, повышенное газовое давление в пласте, более высокую начальную скорость газоотдачи, наличие мягких пачек угля.

Таким образом, внезапные выбросы происходят при сочетании самых различных условий. Однако решающее значение, согласно гипотезе С. Я. Ярунина, имеет проницаемость угля, которая непосредственно отражает как свойства самой угольной толщи и характер напряженного состояния массива впереди движущегося забоя горной выработки, так и возможность накопления значительных запасов энергии газа. Выбросы происходят при крайне низкой проницаемости угля.

В механизме выбросов выделяются следующие важнейшие стадии: подготовительная, развязывания (инициирования), распространения дробления угля (породы), движения смеси газа и мелких частиц угля (породы), остановки выброса, осаждения твердых частиц и диффузия газа.

Для обеспечения безопасных условий труда важно знать предупредительные признаки возможного внезапного выброса. К главным признакам, при появлении которых возникновение выбросов становится весьма вероятным, относят: уменьшение прочности угля; выдавливание угля из забоя; усиленное давление на крепь; удары и треск различной силы и частоты в массиве; отскакивание кусочков угля и шелушение забоя; появление пылевого облака; резкое увеличение газовыделения в выработку; зажим штанг, выброс штыба и газа при бурении скважин.

На разных пластах сочетания предупредительных признаков различны. Чаще всего в комплекс признаков входят звуковые. Часто предупредительные признаки остаются неустановленными. Это объясняется сильным шумом в забое. Поэтому весьма важно использовать специальные приборы: геофоны, помещенные в скважинах глубиной 2—4 м; шахтные магнитофоны для улавливания сейсмоакустических колебаний, преобразованных геофоном в электрические импульсы, и др.

При разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, предусматриваются мероприятия, предупреждающие внезапные выбросы. Эти мероприятия делят на региональные и локальные.

Региональные мероприятия проводятся на отдельных участках пласта до начала ведения горных работ, т. е. проведение противовыбросных мероприятий отделено в пространстве и времени от очистных работ. К региональным мероприятиям относятся опережающая отработка защитных пластов; заблаговременная дегазация пластов или увлажнение угля через длинные скважины, пробуренные из

выработок; гидорасчленение пластов с последующей их дегазацией через скважины, пробуренные с поверхности.

Локальные мероприятия выполняются в процессе ведения очистных и подготовительных работ. К ним относятся: камуфлетное взрывание, бурение дренажных скважин в забоях очистных и подготовительных выработок, нагнетание воды в пласт через скважины, пробуренные из забоя, и др.

Опережающая отработка защитных пластов является самым надежным мероприятием по предупреждению выбросов. Заключается она в том, что если в свите часть пластов подвержена внезапным выбросам, то сначала разрабатывают пласты, не склонные к выбросам. В результате опасные пласты, будучи подработаны или надработаны, частично или полностью теряют склонность к внезапным выбросам. В этом случае сближенные неопасные пласты, опережающая разработка которых создает защиты от выброса, называют защитными, а опасные по выбросам пласты — подзащитными.

Участок опасного пласта, на котором сказывается влияние разработки защитного, называется защищенной зоной.

Предохранительное действие защитного пласта заключается в том, что в результате опережающей его выемки уменьшается напряженное состояние опасного или угрожаемого пласта и вмещающих его пород. Это приводит к образованию трещин и расширению пор в пласте и породах и к увеличению в несколько десятков раз их газопроницаемости. В результате снижается газовое давление в опасном пласте, происходит частичная его дегазация, повышается механическая прочность угля.

Эффективность действия защитных пластов зависит от расстояния H между опасным и защитным пластами, величины опережения горных работ защитного пласта, от угла падения пластов, мощности защитного пласта и от расположения защитного пласта по отношению к опасному (в кровле или почве).

С увеличением расстояния между пластами ухудшаются условия дегазации опасного пласта через трещины и пустоты. Поэтому границы защитного действия устанавливаются исходя из величины междупластья (M), ширины выработанного пространства по защитному пласту (a) и угла падения (α).

Максимально допустимые величины междупластья по нормам, обеспечивающие эффективное использование защитных пластов, составляют: при подработке $M_1=0,7 a$, но не более 100 м; при надработке $M_2=0,5 a$, но не более 60 м, а в случаях, когда междупластье представлено на 70% и более песчаниками, — не более 40 м.

Отработка защитного пласта должна производиться без оставления целиков в выработанном пространстве.

Работы в защищенной зоне опасного или угрожаемого пласта допускаются без других мероприятий по борьбе с выбросами.

Эффективность предварительной разработки защитного (нижнего пласта) тем выше, чем больше его мощность, так как при этом возрастает интенсивность обрушения и оседания пород междупла-

стью. С увеличением угла падения пласта эффективность подработки и наработки уменьшается.

Если разработка опасного пласта почему-либо задерживается, то породы междупластья на подработанных участках постепенно уплотняются, восстанавливается первоначальное напряженное состояние. В результате могут создаваться условия, способствующие возникновению внезапного выброса.

В настоящее время возможности первоочередной разработки защитных пластов существенно расширяются благодаря применению узкозахватных комбайнов типа «Малыш», угольных пил и стругов для разработки весьма тонких пластов или пропластков.

Системы разработки. Опасные по внезапным выбросам пласты разрабатывают пока преимущественно с применением сплошной системы. Для уменьшения числа тупиковых забоев на крутых пластах штрек и просек проводят общим забоем, а на пологих штреки проводят одним забоем с лавой.

Однако в настоящее время на выбросоопасных пластах рекомендуют применять столбовые системы разработки, которые обеспечивают: заблаговременное обнаружение геологических нарушений, к которым приурочены выбросоопасные зоны, что позволяет принять меры по предотвращению выбросов; дегазацию краевых частей лавы, являющихся наиболее выбросоопасными участками, благодаря предварительному оконтуриванию выемочного столба подготовительными выработками; рассредоточение рабочих в очистных и подготовительных территориально разделенных и обособленно проветриваемых забоях, что уменьшает число лиц, одновременно подвергающихся опасности выброса; возможность применения региональных мер предотвращения выбросов в очистном забое взамен локальных.

При отработке выемочных полей от границ число выбросов в очистном забое уменьшается, однако при этом не исключается опасность возникновения внезапных выбросов при проведении подготовительных выработок.

Из различных форм очистного забоя наименее опасна в отношении выбросов прямолинейная. Кроме того, выбросы в таком забое значительно менее опасны для рабочих в связи с механизированной выемкой и дистанционным управлением машинами, а также отсутствием нависающих массивов угля.

Наибольшая безопасность работ достигается в том случае, когда забой располагается по простиранию пласта, а выемку угля производят полосами по падению под защитой щитового перекрытия с применением конвейероструга, отделяющего уголь путем мелкого скола. При этом вес угля является фактором, сдерживающим выброс.

Очистные работы. Выемочные машины должны быть снабжены пневматическим двигателем, иметь дистанционное управление и перемещаться при рабочем ходе снизу вверх. Нельзя допускать присутствия людей в лаве, если выемка угля на крутых пластах про-

изводится комбайном. Рабочие, находящиеся на вентиляционном штреке, должны быть обеспечены, кроме средств индивидуальной защиты, шланговыми отводами от магистрали сжатого воздуха, оборудованными вентилями.

Чтобы не происходило зависания кровли над выработанным пространством, которое способствует возникновению внезапных выбросов, следует применять управление кровлей полным обрушением.

Для частичной дегазации пласта и разгрузки пород от горного давления рекомендуется бурить разгрузочные дегазационные скважины, параллельные забою лавы, с откаточного или вентиляционного штрека не менее чем в 60 м от забоя лавы, вне зоны опорного давления, на всю высоту этажа, а если это невозможно, то бурить встречные скважины.

При гидравлическом разрыве пласта бурят скважины с поверхности. Затем под большим давлением в них нагнетают воду, чтобы вызвать разрыв пласта и обеспечить его дегазацию.

Торпедирование угольного массива заключается в том, что впереди забоя лавы через каждые 7—10 м бурят на всю его длину скважины диаметром 120 мм в количестве, обеспечивающем работу лавы в течение одного месяца. Скважины заряжают 63%-ным динамитом из расчета 2,2—3 кг на 1 м скважины. Нижнюю часть их герметизируют и заполняют водой, затем заряды взрывают. После взрыва давление газа снижается в 1,5—2 раза.

Нагнетение воды в пласт преследует цель разрядить напряженное состояние пласта впереди забоя путем искусственного создания трещин и обеспечить усиленное газовыделение. Для этого по всей длине лавы через каждые 4 м бурят шпуров длиной 5 м. В них нагнетают воду под давлением 250—300 кгс/см².

Дренаж газа скважинами большого диаметра позволяет уменьшить напряжения в пласте угля впереди забоя штрека при его проведении, снизить давление газа до начала выемки угля. Установлено, что опережающие скважины диаметром 250—300 мм снижают давление газа в радиусе влияния от 0,5 до 2 м в зависимости от газопроницаемости массива. При этом за радиус влияния принимается то расстояние от скважин, на котором давление газа снижается за 24 ч не менее чем на 50% первоначального.

§ 55. Разработка пластов, склонных к горным ударам

Горный удар представляет собой быстро протекающее хрупкое разрушение предельно напряженной части пласта (породы), прилегающей к горной выработке, возникающее в условиях, когда скорость изменения напряженного состояния в этой части превышает предельную скорость релаксации напряжений в ней.

Горные удары проявляются в виде выброса более или менее значительного количества угля в подземные выработки. Реже горные удары проявляются в виде внезапных разломов прочного слоя пород

почвы выработки и последующего вспучивания лежащего под ним слоя весьма слабого сланца, сдавленного силами опорного давления.

Кроме собственно горных ударов, которые вызывают нарушение крепи, смещение машин и оборудования и сопровождаются резким звуком, сотрясанием массива, образованием большого количества пыли и воздушной волны, различают микроудары, толчки и стрельняния. Случаи проявления ударов последних трех групп обычно не представляют непосредственной опасности для работающих людей, сохранности выработок и т. д.

Основной причиной горных ударов является повышение опорного давления и освобождение энергии, накопленной при упругих деформациях горного массива.

Горные удары возникают при сочетании определенных геологических и горнотехнических факторов, а именно: при весьма крепком и хрупком угле, наличии мощных слоев особо крепких песчаников и известняков в почве и кровле пласта, при ведении горных работ на глубине более 150—200 м. Кроме того, возникновению горных ударов способствует оставление целиков в выработанном пространстве разрабатываемого пласта, которые воспринимают на себя давление подработанной толщи; оставление целиков на верхних пластах, передающих сосредоточенное давление на отдельные участки нижнего пласта; проведение впереди очистного забоя большого числа подготовительных выработок и др.

ВНИМИ разработан комплекс безопасных способов ведения горных работ на пластах, опасных по горным ударам, обеспечивающий: снижение горного давления на угольный пласт или его участки путем применения опережающей отработки защитных пластов, ведения горных работ без целиков с использованием полевой подготовки пластов, уменьшения протяженности выработок, проводимых впереди очистных забоев, исключения встречных и догоняющих забоев:

снижение способности краевых частей угольного пласта, прилегающих к выработкам, к упругому деформированию и накоплению больших запасов потенциальной энергии путем изменения их физико-механических свойств камуфлетными взрывами, нагнетанием воды, бурением разгрузочных скважин;

защиту горных выработок и обеспечение безопасности людей от последствий горных ударов путем выкладки бутовых полос и костров, применения податливой металлической арочной или кольцевой крепи, установки податливых щитов, применения специального режима ведения горных работ, исключения опасных выработок из эксплуатации;

управление процессом хрупкого разрушения пласта угля в целях предотвращения вредного проявления горных ударов путем подбора оптимальных способов и средств **выемки** угля, параметров и режима их применения;

создание на шахтах специальной службы прогноза степени удароопасности участков угольных пластов и оценки эффективности мер борьбы с ударами, позволяющей выбирать и применять меры в зависимости от установленной степени удароопасности участка пласта.

В настоящее время наибольшее распространение на шахтах получили два метода прогноза степени удароопасности участков пластов, основанные:

на регистрации процессов и явлений, сопутствующих бурению скважин диаметром 42 мм, такие как сейсмоакустическая активность и выход буровой мелочи;

на контроле изменения влажности пластов угля.

Наиболее эффективным средством, обеспечивающим безопасную разработку пластов, подверженных горным ударам, является опережающая отработка защитных пластов, расположенных выше или ниже опасного (подзащитного).

Защитным считается пласт, залегающий на расстоянии по нормали не более 100 м при подработке и не более 60 м при надработке подзащитного пласта. При наличии защитных пластов, залегающих выше и ниже подзащитного, первым следует отрабатывать вышележащий пласт. Если все пласты свиты являются одинаково опасными, то в первую очередь отрабатывают пласт, имеющий наименьшую мощность. Защитное действие во времени обычно не превышает пяти лет; по истечении этого срока восстанавливается первоначальное давление на пласт, и надработка или подработка становится неэффективной.

Работы на опасном пласте должны вестись вне зоны опорного давления от очистных работ защитного пласта.

Оставление целиков при выемке защитного пласта не допускается. Оработка опасного или угрожаемого пласта в зоне влияния ранее оставленных целиков допускается только после погашения последних. Во время погашения целиков, расположенных над или под целиками у действующих выработок в опасном пласте, хождение людей по этим выработкам запрещается.

При разработке свиты пластов подготовку опасного пласта следует производить с помощью полевых штреков, а также штреков, проведенных по неопасному пласту, и промежуточных квершлагов после отработки защитного пласта.

Если разрабатывается одиночный пласт, опасный по горным ударам, то желательно выработки проводить также полевыми. Допускается проведение штреков (и наклонных выработок) по опасным тонким и средней мощности пластам, но широким ходом с двусторонней раскоской на ширину не менее 3 m (m — мощность пласта) с каждой стороны. Раскоска заполняется породой, а между целиком угля и породной полосой оставляется свободное пространство шириной не менее 1 м. Ширина целика с каждой стороны выработки принимается равной ширине зоны опорного давления, которая зависит от мощности пласта и глубины ведения горных работ. При из-

менении мощности пласта от 0,5 до 3,5 м ширина зоны влияния опорного давления примерно равна: 20—50 м при глубине ведения горных работ 200 м; 40—100 м при глубине 1000 м.

При отработке пологих и наклонных пластов, подверженных горным ударам, наиболее рациональной является сплошная система лава — этаж, т. е. без деления этажа на подэтажи.

Допускается деление этажа и на подэтажи, при односторонней выемке на передний бремсберг (или скат), который, как правило, должен проводиться по пустым породам или по неопасному пласту. Опережение подэтажей не должно превышать 5 м для пологих и наклонных и 25 м для крутых пластов. Допускается последовательная отработка подэтажей.

При использовании способов выемки угля без присутствия людей в очистном забое может применяться любая система разработки.

При разработке опасных пластов применение ручных инструментов не допускается, выемку угля можно производить при помощи комбайнов или врубовых машин с дистанционным управлением с расстояния не менее 15 м, без допуска людей к работающим машинам.

Горные удары часто наблюдаются в верхней части лавы, поэтому дополнительной мерой, повышающей безопасность отработки, является нагнетание воды в пласт по скважинам, пробуренным параллельно забою с верхнего штрека или со стороны очистного забоя.

Управление кровлей в лавах следует производить полным обрушением с обеспечением минимального и равномерного давления пород на угольный забой. Остальные способы рекомендуются только в исключительных случаях, когда невозможно применить полное обрушение.

Специальную крепь следует переносить за каждым циклом, удаляя всю крепь в пределах выработанного пространства (на пологих и наклонных пластах); необходимо применять металлическую подсадочную крепь повышенного сопротивления.

Линия очистного забоя на опасных и угрожаемых пластах должна быть прямолинейной. На крутых пластах допускается потолкоуступная форма забоя с максимально возможной высотой уступа с растяжкой между ними не более 3 м.

Внедрение профилактических мер борьбы с горными ударами производится не только в период эксплуатации, но и на уровне проектирования и строительства глубоких горизонтов действующих и новых шахт. Это стало возможным благодаря своевременному прогнозу степени удароопасности месторождений и участков основных бассейнов страны.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЫЕМКИ УГЛЯ БЕЗ ПРИСУТСТВИЯ РАБОЧИХ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

§ 56. Общие положения

В последние годы ведутся большие работы по изысканию принципиально новых методов выемки угля, полностью освобождающих людей от тяжелого физического труда, обеспечивающих безопасность работ и значительный рост производительности труда. К числу таких методов, в частности, относится выемка угля без присутствия рабочих в очистном забое (безлюдная выемка).

Выемка полезного ископаемого без присутствия рабочих в забое — обобщенное определение способов выемки, при которых рабочие в забоях отсутствуют. Работы при этом могут вестись с креплением выработанного пространства и без возведения крепи. К первым относится агрегатная выемка, при которой, как отмечалось выше, машины для отбойки, навалки и транспортирования угля, а также механизированные крепи управляются дистанционно из прилегающих подготовительных выработок и работают в автоматическом режиме. Выемка без возведения крепи в выработанном пространстве базируется на использовании оборудования, монтаж, ремонт и регулировка которого производятся в прилегающих выработках.

Технология очистной выемки с применением механизированных крепей не может охватить всего многообразия горно-геологических условий залегания пластов. Такими условиями являются: пласты мощностью менее 0,7 м; пласты с весьма слабыми боковыми породами, частыми геологическими нарушениями и колебаниями мощности. Неэффективно ее применять при отработке участков неправильной формы, погашении изолированных целиков, добыче малоценного полезного ископаемого. Кроме того, автоматизация и дистанционное управление агрегатами сопряжено со значительными трудностями, обусловленными многооперационностью процесса и многоэлементностью конструкций комплексов и агрегатов. Поэтому в настоящее время наиболее освоенной является выемка без крепления с использованием следующего оборудования: бурошнековые установки; скрепероструги; угольные пилы; взрывная отбойка скважинами и др.

Выемка полезного ископаемого без присутствия рабочих в забое решает не только техническую, но и социальную задачу.

§ 57. Технология разработки пологих пластов без присутствия рабочих в очистном забое

Бурошнековый способ выемки заключается в последовательном бурении скважин, диаметр которых несколько меньше мощности

пласта, отделенных одна от другой неизвлекаемыми целиками, без крепления или с закладкой выработанного пространства.

Рабочим агрегатом является двухшпиндельная установка БУГ-3, предназначенная для выемки угля любой крепости из пологих пластов мощностью 0,6—0,85 м, имеющих в кровле легкообрушающиеся породы. Исполнительный орган установки состоит из спаренного шнекового бура, в который входят буровые коронки, производящие разрушение угля, и свдвоенный шнековый став, обеспечивающий выдачу угля от забоя скважины до ее устья, с направляющим устройством (рис. 92). Вращение и подача бура на забой осуществляется

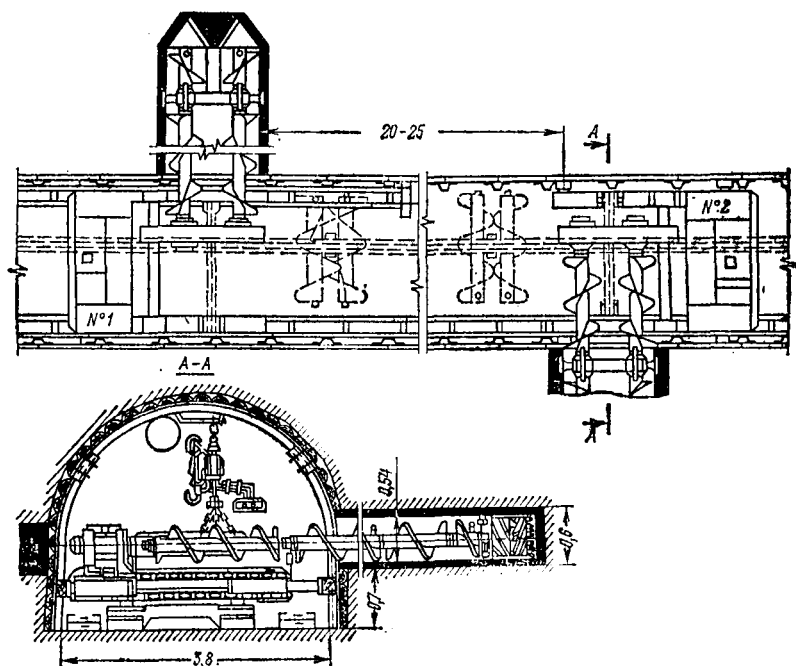


Рис. 92. Расположение двух установок БУГ-3 на одном штреке

бурошнековой машиной, транспортирование угля по штреку — конвейером.

В штреке могут находиться одна или две машины. В первом случае установка бурит скважины как по восстанию, так и по падению пласта.

Одна из возможных технологических схем разработки пласта при панельной подготовке шахтного поля при возвратноточном проветривании и последовательной работе двух установок БУГ-3 на один штрек представлена на рис. 93.

Размер панели по простиранию порядка 1000 м; расстояние между смежными штреками — $90 \div 100$ м; длина скважин — $45 \div 50$ м; ширина целиков между скважинами — 0,2 м.

Достигнутые технико-экономические показатели при разработке пласта мощностью 0,7 м: среднесуточная добыча — $140 \div 280$ т; производительность труда — $12 \div 16$ т/смену; себестоимость 1 т угля по участку — $3,68 \div 2,1$ руб. соответственно при работе одной и двух установок БУГ-3; потери угля — до 50%.

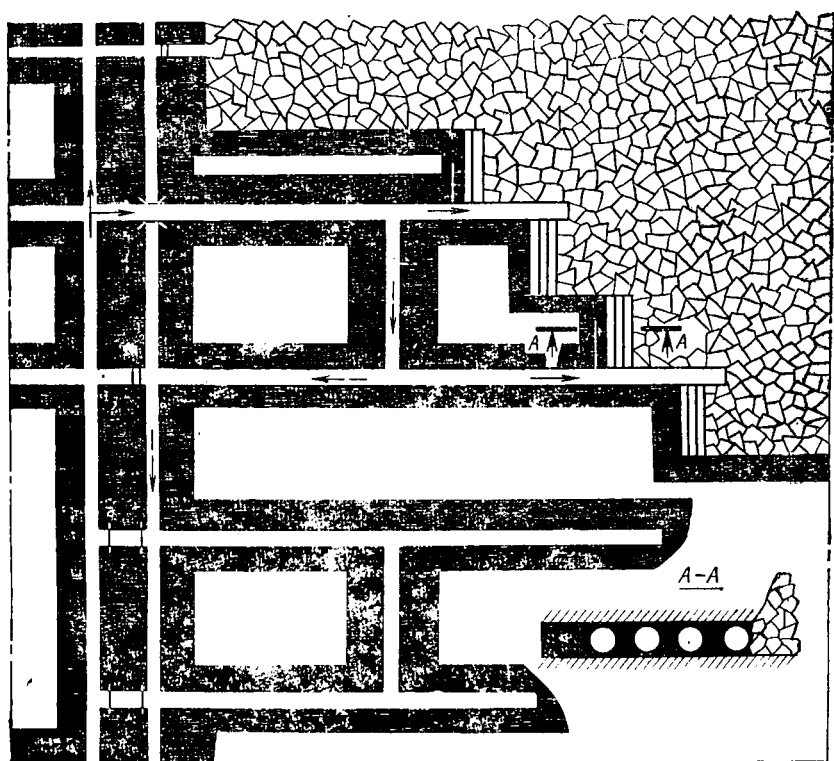


Рис. 93. Технологическая схема бурошнековой выемки

Достигнутые технико-экономические показатели открывают обнадеживающие перспективы для применения бурошнековой выемки в особых условиях.

Выемка угля скрепероструговыми установками весьма тонких пластов мощностью 0,45—0,65 м осуществляется на ряде шахт Донбасса. Сущность технологии заключается в том, что выемочные столбы отрабатываются камерами без крепления шириной 14—25 м, между которыми оставляются целики шириной 3—5 м (рис. 94). Для поддержания штреков, а также для удобства осмотра скреперов и замены резцов на них на сопряжении камеры со штреком выкладывают костры.

Въёмка угля в камере продолжается до начала обрушения кровли, после чего установка переносится и монтируется в разрезной печи новой камеры.

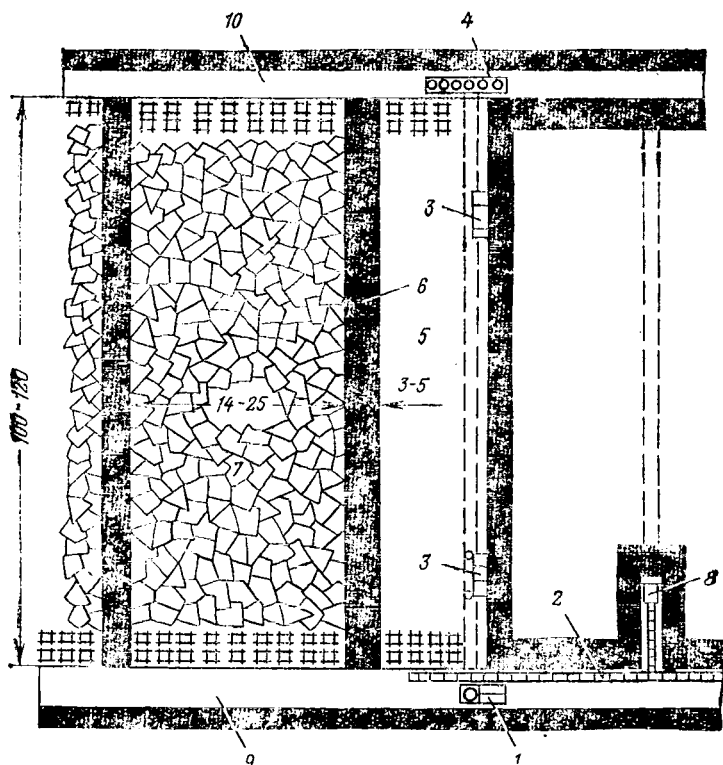


Рис. 94. Технологическая схема работы комплекса «Кальмиус»: 1 — привод скрепероструговой установки; 2 — штрековый конвейер; 3 — скрепероструг; 4 — балка обводного блока; 5 — рабочая камера; 6 — межкамерный целик; 7 — отработанная камера; 8 — нарезной комбайн; 9 — конвейерный штрек; 10 — вентиляционный штрек

При работе скрепероструговой установки были достигнуты следующие показатели: среднесуточная добыча — 160 т; производительность труда рабочего по участку — 7,3 т/выход. Потери угля — 22—24%; расход леса — 1,5—2 м³ на 1000 т добычи. Комплекс может применяться для разработки весьма тонких пластов с целью подработки или наработки спасных по внезапным выбросам пластов.

§ 58. Технология разработки крутых пластов без присутствия рабочих в очистном забое

Выемку угля пилами применяют при разработке крутых пластов мощностью от 0,3 до 5 м с устойчивыми боковыми породами. Желательно, чтобы пласт имел пачки мягкого или перемятого угля и ясно выраженные кливажистые трещины, по которым уголь легко разваливался бы на транспортабельные куски.

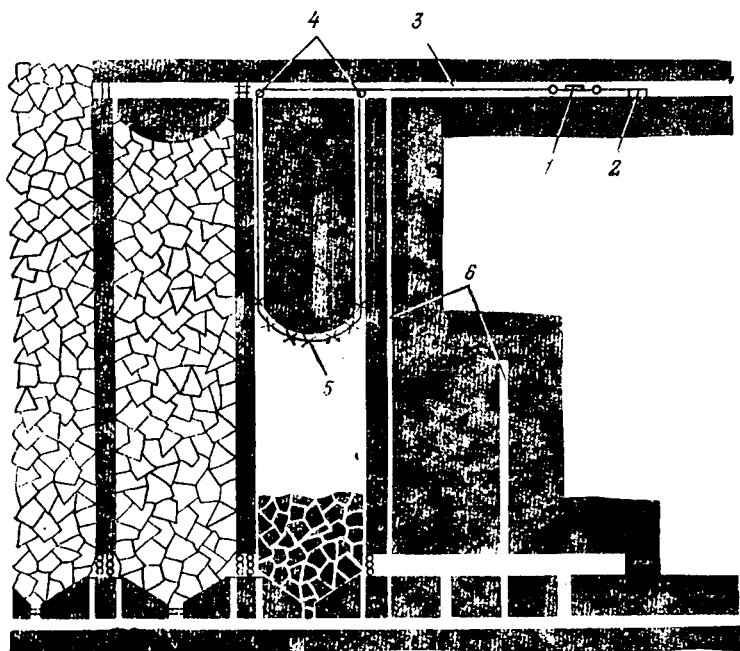


Рис. 95. Технологическая схема очистной выемки угля с помощью канатной пилы:

1 — привод канатной пилы; 2 — лебедка; 3 — тягач; 4 — отклоняющие блоки; 5 — режущий орган; 6 — скважины

В зависимости от мощности пласта может применяться сплошная или столбовая система разработки. Этаж делят на подэтажи с наклонной высотой до 40—60 м. Выемочный столб разделяют на полосы, вытянутые по падению; ширина полосы изменяется в пределах 6—15 м (рис. 95) и находится в прямой зависимости от устойчивости вмещающих пород и наклонной высоты этажа.

Полосы по простиранию оконтуривают скважинами диаметром 100—120 мм с оставлением между ними целиков угля шириной около 2 м или печами, для разделения которых на две части возводят однорядный органый ряд.

Угольная пила состоит из фрез двустороннего резания, имеющих с каждой стороны по десять зубьев, армированных пластинками из твердых сплавов. 10—12 фрез соединяются между собой отрезками корабельной цепи длиной каждый по 0,7—1 м. На концах цепной пилы расположены конические втулки, при помощи которых пилу соединяют со стальным канатом диаметром 18 мм.

Канаты при выходе из скважин на вентиляционный штрек перебрасывают через подвесные блоки и подсоединяют к барабанам специального автоматического привода, сообщаящего угольной пиле непрерывное возвратно-поступательное движение резания с одновременной подачей пилы на забой.

Пропуск тяговых канатов по скважинам производится во время снятия бурильных ставов, к которым они присоединяются своими концами. После присоединения угольной пилы к канатам крепь на нижнем параллельном штреке под вынимаемой полосой убирают, а устья углеспускных печей при необходимости расширяют при помощи ВВ.

Угольную пилу располагают на расстоянии 0,2—0,6 м от почвы пласта, по мягкой пачке угля. Подрубка угля заключается в протягивании угольной пилы вдоль забоя на 4—5 м в обе стороны. В результате образуется щель высотой 100—130 мм. Дальнейшее разрушение угля происходит под действием собственного веса и горного давления. Эффективность разрушения зависит от структурного строения пласта. По мере обрушения уголь выгружают без его магазинирования в промежуточный или откаточный штрек. Управление горным давлением производится полным обрушением и перепуском пород с верхнего горизонта с частичным самообрушением кровли на целики угля.

Выемка столба продолжается не более одной смены. Канатную пилу обслуживают два человека. В остальное время суток ведется подготовка очередных столбов. Выемку угля можно производить не только полосами по восстанию пласта, но и с подвиганием забоя по простиранию, используя для этого или автоматизированную установку длинноходовой канатной пилы, или струговую установку типа УТС.

Общим недостатком канатных пил являются высокие потери угля, достигающие 40—50%, за счет оставляемых целиков между столбами и неполноты выемки подрубленного угля. Следует отметить, что при относительной простоте оборудования угольных пил этот способ выемки в силу ряда существенных недостатков пока не вышел из стадии экспериментальных работ.

Комплекс оборудования КМД-72 (рис. 96) состоит из исполнительного органа, дистанционных приводов с редукторами и средств подачи исполнительного органа, механизированного погрузочного пункта и других технических средств, смонтированных на транспортной тележке, а также защитного перекрытия исполнительного органа, работающего при расширении камеры.

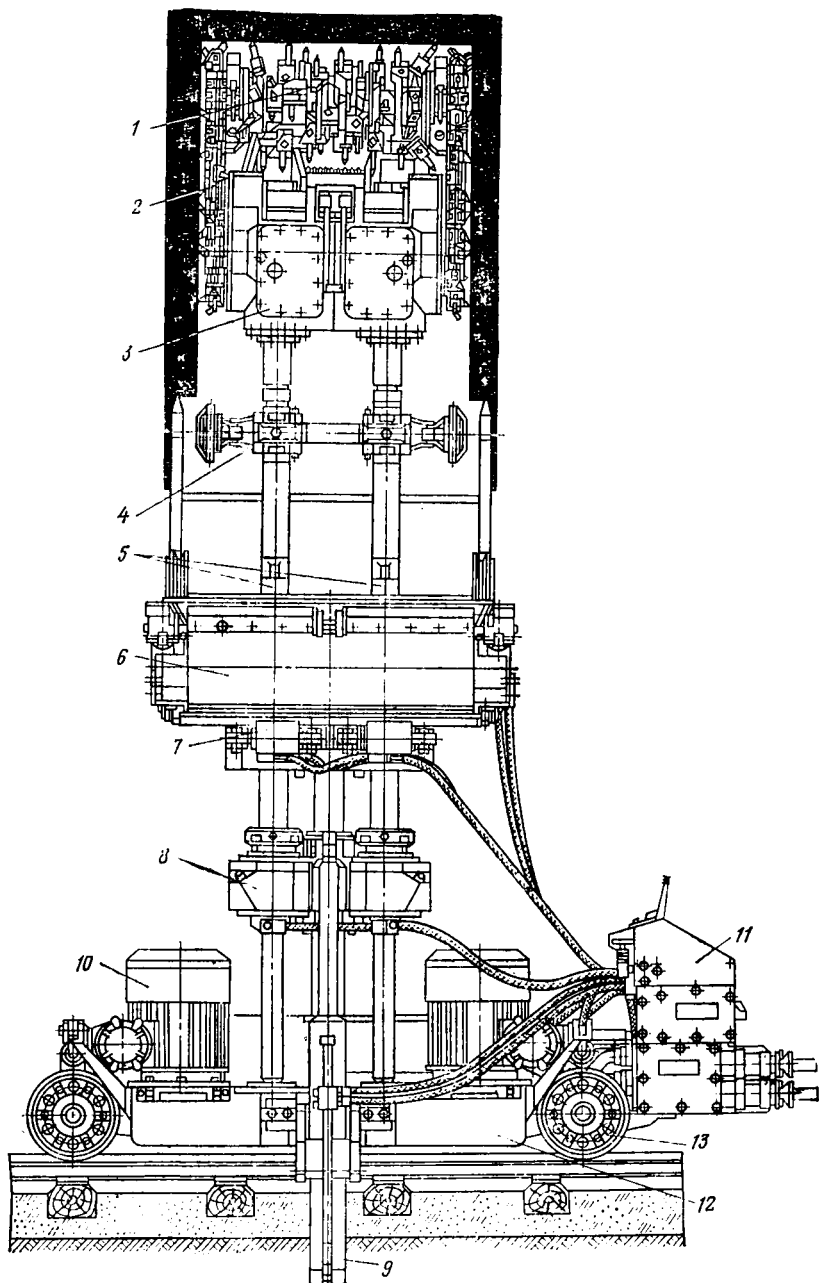


Рис. 96. Общий вид комплекса оборудования КМД-72:

1 — режущая штанга; 2 — режущие бары; 3 — раздаточный редуктор; 4 — спаренные опоры става; 5 — линейные штанги приводного става; 6 — приемный бункер с секторным затвором; 7 — гидравлические захваты штанг; 8 — вращатели спаренного приводного става; 9 — гидравлический домкрат подачи; 10 — главные электродвигатели; 11 — пульт управления; 12 — главные редукторы привода; 13 — транспортная тележка

Выемка угля комплексом КМД-72 производится на крутых пластах мощностью 0,6—1,2 м с боковыми породами не ниже средней устойчивости по восстанью узкими камерами (1,2 м) с последующим их расширением сверху вниз до размера, определяемого устойчивостью пород (4,2 м).

Одна из возможных технологических схем выемки угля комплексом КМД-72 представлена на рис. 97. Первоначально выемка угля

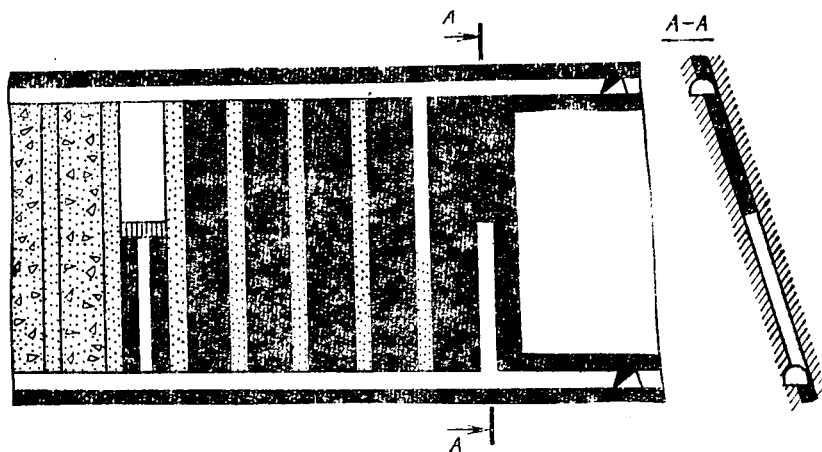


Рис. 97. Технологическая схема выемки угля с помощью комплекса оборудования КМД-72

производится в камере шириной 1,2 м на всю мощность пласта и наклонную высоту этажа. Затем комплекс перемещается по штреку для проведения очередной камеры, а в нижней части пройденной камеры, над откатным штреком, возводится перемычка для удержания закладочного массива из твердеющей закладки, подаваемой с вентиляционного штрека. Между соседними камерами оставляются целики угля, ширина которых зависит от устойчивости боковых пород, но не превышает 4,2 м.

После выемки некоторого числа узких камер, когда закладочный массив приобретает необходимую прочность, вынимаются междукamerные целики. Для этого вторым комплексом на всю высоту этажа проходится вначале узкая камера. Затем после выхода исполнительного органа на вентиляционный штрек на нем монтируют консольный расширитель и защитное перекрытие и производят расширение камеры на полное сечение сверху вниз. Камера закладывается породой от проведения или восстановления вентиляционного штрека или из других источников. Добываемый уголь собирается в нижней части камеры, перекрытой секторным затвором бункера, что обеспечивает определенный уровень подсыпки угля для изоляции камеры от откатного штрека.

Комплекс обслуживается бригадой в составе машиниста, двух его помощников и горнорабочего. При этом может быть обеспечена суточная добыча одним комплексом до 300 т, а производительность труда рабочего по забою около 25 т/смену.

Взрывной способ вземки угля с использованием длинных скважин применяют при разработке крутых пластов мощностью до 5 м с устойчивыми боковыми породами и выдержанными элементами залегания. Крепость угля может быть любая.

Применяется система разработки столбами по простиранию с разделением этажа на подэтажи наклонной высотой 20—30 м (см. рис. 81).

Вентиляционные и конвейерные штреки в выемочном поле проводят без подрывки боковых пород. Между штреками оставляют целики размером по падению 3—4 м. Подэтажи отрабатывают в нисходящем порядке с опережением верхними лавами нижних на величину шага обрушения пород, устанавливаемого практическим путем (20—25 м). Отбойку угля производят взрыванием зарядов ВВ типа ПЖВ-20 в длинных скважинах, пробуренных с промежуточных штреков параллельно очистному забою на вышележащий штрек. Скважины бурят станком БСА-7м диаметром 43 или 100 мм. Расстояние между скважинами по простиранию пласта принимается 1—1,8 м в зависимости от мощности пласта, крепости угля и величины заряда.

Скважины диаметром 100 мм взрывают с гидрозабойкой, что повышает эффективность и безопасность взрывных работ, так как метан из скважин и прилегающих трещин вытесняется водой.

За одно взрывание отбивается уголь на ширину ленты и на всю высоту подэтажа. Отбитый уголь самотеком через углеспускные печи, проводимые через 6 м, поступает на конвейер.

Управление кровлей в лаве осуществляется путем естественного обрушения пород, причем заполнение выработанного пространства происходит также за счет перепуска пород с вышележащего горизонта. Обычно лава работает до тех пор, пока не начнется массовое расслоение пород. В это время лаву ставят на самопосадку.

Чтобы не допустить преждевременного перепуска обрушенных пород с вышележащих подэтажей, необходимо надежно удерживать бортовые целики от сползания. Для этого применяют бортовую анкерную крепь.

Разрезка лав производится после каждой самопосадки кровли. Оставляемый целик угля между разрезной печью и обрушенными породами имеет ширину, примерно равную мощности пласта.

Достигнуты следующие технико-экономические показатели: производительность труда рабочего по участку до 20 т на выход, расход леса на 1000 т до 12 м³, эксплуатационные потери угля находятся на уровне 30%.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

§ 59. Разработка месторождений камерами

Системы разработки с короткими забоями делятся на камерные, камерно-столбовые и короткими столбами. Общим для них является способ управления горным давлением — удержание кровли от обрушения постоянными или временными целиками, и выемка угля — короткими забоями.

При камерных системах разработки очистные работы ведутся в камерах с оставлением между ними непогашаемых целиков. Расположение камер возможно под любым углом к линии простирания пласта в зависимости от принятой технологии отбойки угля и средств транспортирования. В связи с этим их применение возможно как при панельной, так и при этажной подготовке шахтного поля.

Различают регулярное и периодическое расположение камер. В первом случае между камерами оставляют целики одинаковых размеров; во втором, кроме междукamerных, периодически оставляют более широкие целики, которые разделяют участки в пределах этажа или яруса. Оставление междукamerных и участков целиков необходимо, как отмечалось выше, для управления горным давлением.

Ширина камер в зависимости от устойчивости вмещающих пласт пород изменяется в пределах 4—12 м, а длина до 200÷300 м. Ширина междукamerных целиков 2—6 м; участков — 5—10 м. Размеры выемочных участков по простиранию выбираются с таким расчетом, чтобы обрушение кровли происходило после его отработки, и на пологих пластах эти размеры составляют 50—150 м.

Вывемка угля в камерах осуществляется буровзрывным или механическим способом.

В отечественной практике разработка угольных месторождений с применением камерной системы применяется весьма редко из-за высоких потерь, достигающих 40%, и по ряду других причин. Она получила распространение при добыче малоценных полезных ископаемых: каменной соли, строительных материалов, горючего сланца.

За рубежом камерная система находит широкое применение на шахтах США, Канады, Австралии и других стран, что связано с благоприятными горно-геологическими условиями залегания пластов; с наличием комплекса машин высокой надежности и производительности, приспособленных как для проведения подготовительных выработок, так и для ведения очистных работ, а также с разработкой месторождений с высокими потерями полезного ископаемого.

Основной технологической схемой очистных работ является механизированная выемка угля с применением комбайнов, обеспечивающих высокую концентрацию работ в одной камере, работающих по принципу прерывного или непрерывного действия.

Преимущество комбайнов прерывного действия заключается в возможности маневрирования, в то время как комбайны непрерывного действия имеют более высокую производительность. Для эко-

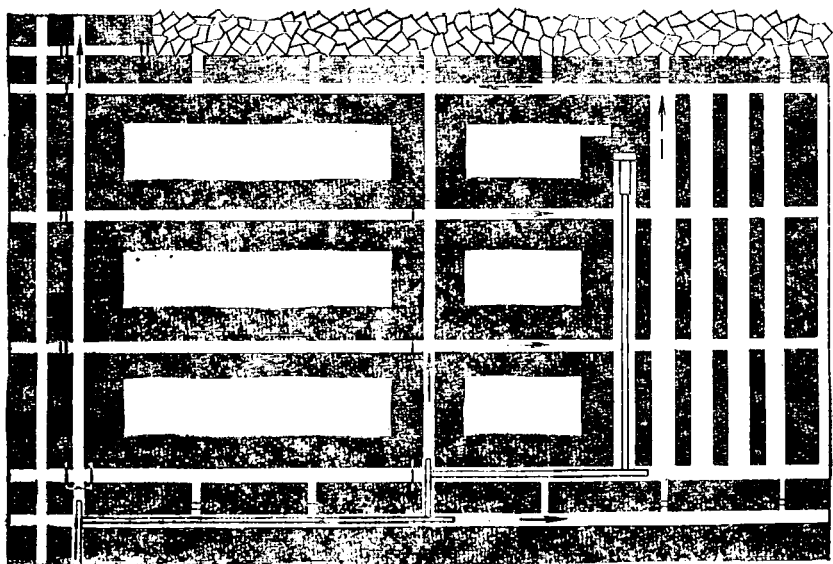


Рис. 98. Камерная система разработки с выемкой угля комбайнами

номии времени и сохранения непрерывности в комплексе с комбайнами прерывного действия применяют погрузочную машину, которая грузит отбитый комбайном уголь в самоходную вагонетку.

Для транспортирования угля используются камерные, забойные и сборные конвейеры (раздвижные, телескопические и мостового типа).

Наиболее совершенной технологией очистной выемки в настоящее время является непрерывная поточная выемка угля в камерах при полной конвейеризации и применении высокопроизводительных комбайнов с дистанционным управлением и удлиняющихся ленточных конвейеров, без крепления камер. Вариант камерной системы (рис. 98) при описанной технологии, применяющийся для разработки тонких и средней мощности пластов, позволяет вести выемку угля без присутствия рабочих в забое.

§ 60. Камерно-столбовая система разработки

Областью наиболее эффективного применения камерно-столбовой системы являются пласты полезного ископаемого мощностью от 1,5 до 3 м с углами падения до 15° , залегающие на глубине до 300 м в устойчивых и средней устойчивости боковых породах; газоносность пласта должна быть не более $10 \text{ м}^3/\text{т}$. По соображениям экономичности ее нецелесообразно применять на пластах с высококачественным, особенно коксующимся углем, а по условиям безопасности — на пластах, угли которых склонны к самовозгоранию, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также горным ударам.

Рассматриваемая технология эффективна при разработке месторождений с относительно сложными условиями залегания пластов: с труднообрушающейся кровлей, с пучащими породами почвы или с резко меняющейся мощностью, разбитых геологическими нарушениями на участки небольших размеров (до 300 м) или неправильной формы.

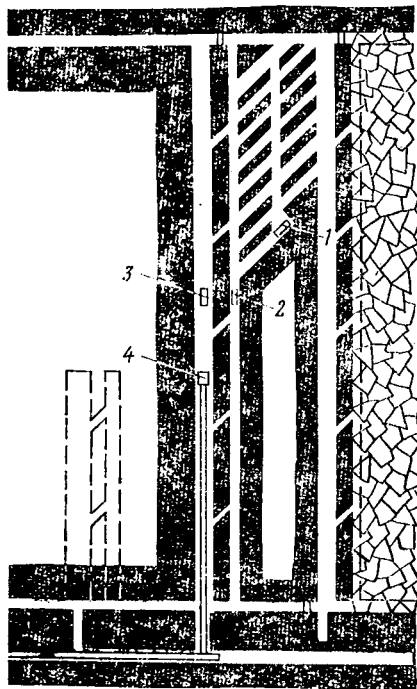


Рис. 99. Камерно-столбовая система разработки с выемкой целиков заходками:

1 — комбайн; 2 — самоходная вагонетка; 3 — самоходная буровая тележка; 4 — пятачная станция раздвижного конвейера

Для механизации очистных и подготовительных работ применяют комплекс самоходного оборудования, состоящий из комбайна бурового или режуще-скалывающего типа с расчетной производительностью 6—8 т/мин; большегрузных самоходных вагонеток емкостью 8—10 м^3 ; телескопического конвейера и самоходного станка для установки анкерной крепи, а в отдельных случаях и погрузочной машины, движущейся вслед за комбайном для обеспечения непрерывной его работы в очистном забое и максимальной нагрузки на комплекс.

Сущность камерно-столбовой системы разработки заключается в следующем. Шахтное поле разделяют на панели, размеры которых зависят от условий залегания пластов. От панельных наклонных выработок проводят парные штреки (рис. 99) шириной 3,6—5,4 м в зависимости от устойчивости пород и крепят их анкерной крепью.

Наклонная высота яруса 160—200 м. Ярусы в панели отрабатывают обратным ходом.

Очистные работы ведут в камерах и при погашении целиков. Камеры шириной 5,4 м проводят по восстанию пласта на всю высоту яруса и крепят анкерной крепью. Ширина междукammerного целика до 12—15 м. Первоначально проводят две камеры, соединяя их между собой сбойками через каждые 35—40 м.

После проведения второй камеры, которая служит в качестве запасного выхода и для вентиляции, комбайн перегоняют по вентиляционному штреку в первую камеру и приступают к отработке междукammerного целика нисходящими диагональными заходками сверху вниз. Заходка — очистная выработка небольшой протяженности, непосредственно примыкающая к выработанному пространству или отделяемая от него на время выемки небольшим целиком полезного ископаемого. Ширина заходов около 7,2 м. Между заходками оставляют целики шириной 1—1,5 м. Междукammerные целики отрабатывают без возведения крепи.

После отработки междукammerных целиков проводят новую, третью камеру, а из второй производят погашение целика.

Для доставки угля из камер в ярусном штреке до наклонной выработки устанавливают ленточный конвейер. При проведении первых 35—40 м камеры уголь от комбайна до конвейера на штреке доставляется самоходной саморазгружающейся вагонеткой. Затем монтируется телескопический конвейер, минимальная длина которого составляет 30 м.

При отработке междукammerного целика телескопический конвейер остается в смежной камере и укорачивается по мере погашения целика. Уголь к конвейеру доставляют самоходными вагонетками по сбойкам. При этом расстояние доставки меняется от 15 до 60 м.

В добычную смену занято 7—9 рабочих, в том числе машинист комбайна и его помощник.

Основным преимуществом камерно-столбовой системы разработки является возможность применения как для очистных работ, так и для проведения подготовительных выработок одного и того же комплекта оборудования; высокие технико-экономические показатели при очистных работах.

К недостаткам следует отнести значительные потери полезного ископаемого (до 35% и более), ограниченную область применения по углу падения пластов, их газоносности и глубине ведения горных работ.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С РАЗДЕЛЕНИЕМ НА СЛОИ

§ 61. Общие положения

Мощные пласты могут разрабатываться с полным обрушением пород кровли или с полной закладкой выработанного пространства. Независимо от способа управления горным давлением и в том и в другом случае приходится сталкиваться с определенными трудностями. Так, при работе с обрушением кровли необходимо оставлять целики угля значительных размеров, возводить крепь сложной конструкции. В результате теряется много угля, который нередко самовозгорается, ведутся трудоемкие и порой небезопасные работы, связанные с применением в очистных забоях длинного и тяжелого крепежного леса.

При работе же с полной закладкой выработанного пространства на место извлекаемого из недр угля необходимо укладывать пустую породу, доставляемую в шахту с поверхности, что экономически менее выгодно, чем работы с обрушением кровли.

Удельный вес добычи угля из мощных пластов непрерывно увеличивается, особенно в восточных бассейнах. Поэтому вопрос о рациональной разработке мощных пластов приобретает исключительное значение для дальнейшего развития угольной промышленности.

При разработке с разделением на слои подготовка пластов может быть пластовой или полевой, что определяется активностью угля к самовозгоранию и экономическими факторами, при этом выработки делятся на три группы: обслуживающие горизонт или панель, этаж или ярус и, наконец, слой. Слоевые выработки проводят, как правило, по полезному ископаемому.

§ 62. Способы деления пласта на слои

Делить мощный пласт можно на наклонные, поперечно-наклонные и горизонтальные слои. При разделении на наклонные слои пласт по мощности сечется плоскостями, параллельными его почве (или кровле) (рис. 100, а). При сложном строении пласта и наличии прослоек породы мощностью свыше 0,5 м последние являются естественными границами слоев.

На горизонтальные слои пласт разделяется параллельными горизонтальными плоскостями, проведенными через определенные расстояния между почвой и кровлей пласта (рис. 100, б).

На поперечно-наклонные слои пласт разделяется параллельными плоскостями, проведенными через определенные расстояния между висячим и лежащим боками пласта с на-

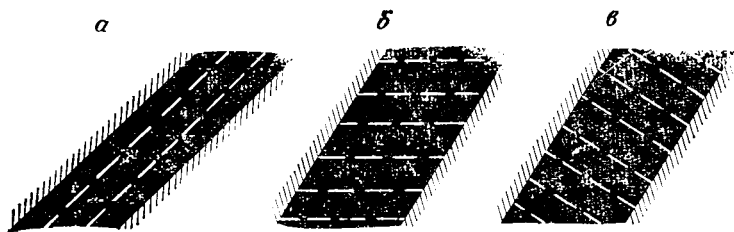


Рис. 100. Деление мощного пласта на слои

клоном в $30\text{—}40^\circ$ к горизонту (рис. 100, в) в сторону лежащего бока пласта.

Мощность слоя должна быть не более 3,5 м при применении индивидуальной крепи; она может быть увеличена при разработке пластов с применением гибких перекрытий или механизированных крепей.

Порядок отработки слоев может быть нисходящим (сверху вниз), восходящим (снизу вверх) и смешанным, когда особо мощный пласт прослойками породы делится на две пачки и более. Пачки отрабатываются, например, в нисходящем порядке, а слои в пачке — в восходящем. При работе с закладкой возможен как восходящий, так и нисходящий порядок выемки слоев. Выемка слоев с обрушением может производиться только в нисходящем порядке, при этом нижележащий слой необходимо отделять от обрушенных пород вышележащего слоя предварительной крепью. В настоящее время в качестве предварительной крепи широко применяют гибкие металлические перекрытия из полос и сетки, уложенных впереплет.

Отработка пластов наклонными слоями с оставлением межслоевых пачек угля толщиной от 0,4 м и более, оставляемых для предотвращения просыпания обрушенных пород кровли в очистной забой нижнего слоя, не рекомендуется, так как она сопровождается большими потерями угля.

Если обрушаемая порода хорошо и надежно слеживается или когда мощный пласт отрабатывается наклонными слоями, разделенными прочными породными прослойками, то возможна работа без предварительной крепи (настила), особенно при применении механизированных очистных комплексов. Для лучшей слеживаемости обрушенные породы в выработанном пространстве верхнего слоя, состоящие из аргиллита или алевролита, увлажняются пульпой, содержащей 2—3% глины. Под ее воздействием породы распадаются на составляющие компоненты, а затем под воздействием горного давления слеживаются и уплотняются в устойчивый массив. Время уплотнения — от одного до трех лет после отработки верхнего слоя.

§ 63. Разработка пологих пластов наклонными слоями с обрушением пород кровли

Пологие пласты делят на наклонные слои, когда их мощность превышает 3,5 м. Работы ведут обычно с обрушением кровли.

Рассмотрим наиболее простой вариант системы разработки, когда пласт вынимают в два слоя, без деления этажа на подэтажи (рис. 101). От капитальной наклонной выработки до границ шахт-

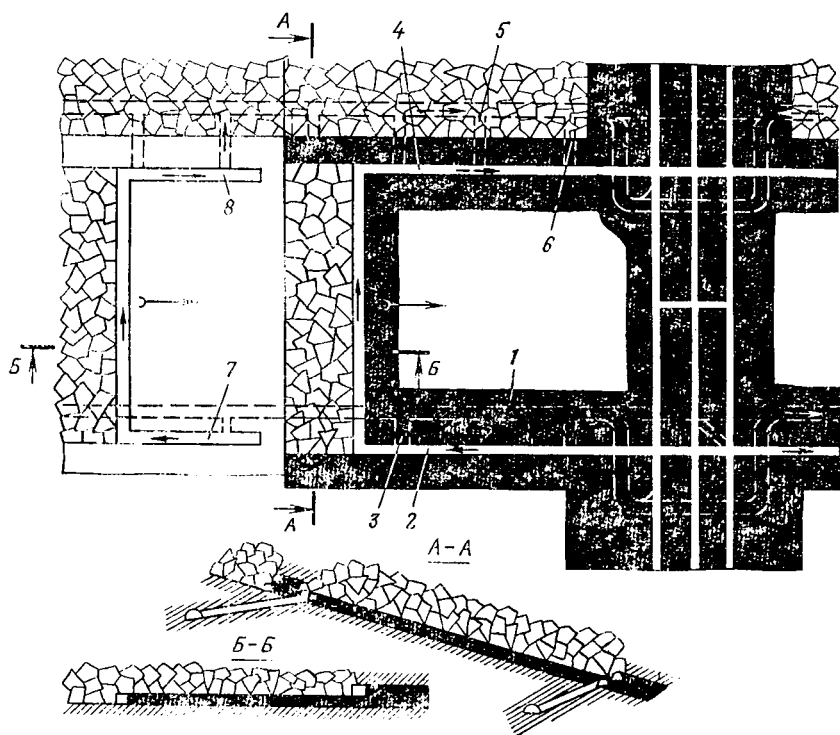


Рис. 101. Разработка мощного пологого пласта наклонными слоями с обрушением пород кровли

ного поля (панели) проводят откаточный полевой штрек 1 с первым параллельным пластовым штреком 2. Через 100—150 м штреки соединяют промежуточными квершлагами 3. На вентиляционном горизонте проводят вентиляционный пластовый слоевой штрек 4, а в качестве основного вентиляционного используют бывший полевой откаточный штрек 5 вышерасположенного этажа (яруса). Вентиляционные штреки также соединяют квершлагами 6. У границы шахтного поля (панели) по верхнему слою проводят разрезную печь,

из которой и начинают очистные работы. Конвейерный 2 и вентиляционный 4 слоевые штреки располагают у кровли пласта.

От разрезной печи второго слоя проводят конвейерный и вентиляционный штреки. Конвейерный штрек 7 второго слоя располагают несколько выше штрека 2 с таким расчетом, чтобы он оказался не под целиком угля, а под обрушенными породами. Это исключает опорное давление на крепь нижнего штрека и облегчает его поддержание. Под обрушенными породами проводят и вентиляционный слоевой штрек 8 второго слоя. Штреки 7 и 8 опережают забой лавы на величину, несколько превышающую расстояние между промежуточными квершлагами, что обеспечивает их связь с полевыми штреками.

Очистные работы ведутся с опережением забоя верхнего слоя. Величина опережения устанавливается практическим путем, но она должна быть не менее 20 м, чтобы исключить влияние обрушений пород в верхнем слое на очистной забой в нижнем.

Длина лавы принимается от 100 до 200 м. Для выемки угля применяют комплексы ОКП, и особенно КМ-81Э, поскольку он позволяет отрабатывать слой без оставления межслоевой пачки угля и механизировать процесс возведения перекрытия из металлической сетки. Мощность слоя в зависимости от расположения прослойков колеблется от 2 до 3 м. Работы в лавах по выемке угля и их организация такие же, как и на пластах средней мощности, некоторое отличие заключается лишь в возведении предварительной крепи.

Проветривание лав показано стрелками на рис. 101.

Транспортирование отбитого угля из лавы в слоевой штрек и по нему производится скребковыми конвейерами, затем установленным в квершлага коротким ленточным конвейером, который доставляет уголь в полевой откаточный штрек.

Обработка пласта наклонными слоями может производиться не только по простиранию, но и по падению и не одновременно несколькими слоями, а по схеме слой — пласт. В последнем случае вначале полностью вынимают верхний слой и только после этого приступают к подготовительным и очистным работам в нижнем слое, что исключает влияние очистных работ по верхнему слою на работы по нижнему. В каждом из слоев подготовка столбов ведется через один с проведением штреков вприсечку к выработанному пространству. Выработки нижнего слоя проводят под погашенными выработками верхнего.

Каждый последующий слой разрабатывают с отставанием по отношению к вышележащему на 1,5—2 года.

§ 64. Комбинированная система разработки с гибким перекрытием

и механизированным комплексом КТУ-2МКЭ на пологих пластах

Комбинированная система разработки с комплексом КТУ-2МКЭ предназначена для отработки пологих и наклонных пластов

мощностью от 7 до 15 м. Пласт по мощности разделяют на два не равных по толщине слоя: верхний, так называемый монтажный слой, имеет толщину 1,8—2,2 м и нижний — от 5,2 до 13 м.

Применяют комбинированную систему разработки, при этом как в верхнем, так и в нижнем слоях система разработки длинными столбами, но в верхнем слое столбы отрабатывают по простираанию, а в нижнем — по падению пласта (рис. 102).

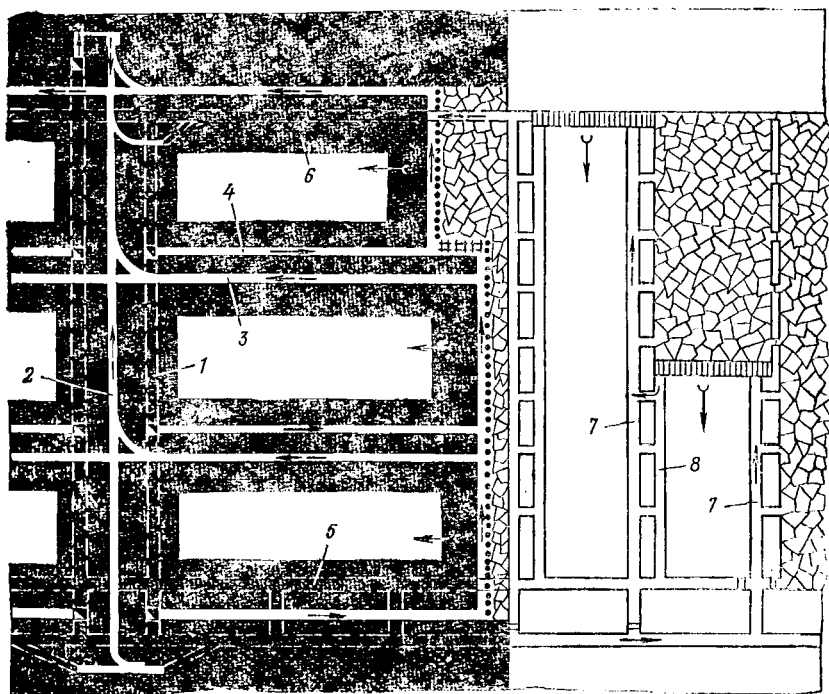


Рис. 102. Комбинированная система разработки мощного пологого пласта с применением комплекса КТУ-2МКЭ

Для подготовки панели проводят комплект наклонных выработок: два бремсберга 1 у почвы пласта по нижнему слою и ходок 2 — по верхнему слою. Для подготовки выемочных столбов по верхнему слою от ходка 2 проводят вентиляционные штреки 3, а от бремсбергов 1 и гезенков, проведенных с нижнего слоя на верхний, — конвейерные штреки 4. Одновременно готовятся три-четыре столба. Столбы отрабатывают или одновременно с опережением верхних и погашением целиков между вентиляционным и конвейерным штреками, или последовательно. В последнем случае на две смежных лавы проводят один штрек. Длина лавы 80—100 м. Очистные ра-

боты ведутся с применением комбайнов. Вслед за выемкой производят монтаж гибкого перекрытия, состоящего из металлических полос, уложенных впереплет из расчета четыре по падению и четыре по простиранию на 1 м^2 почвы слоя. Полосы покрывают двумя слоями сетки, которую настилают по падению пласта (рис. 103). Для механизированной настилки перекрытия применяют специальный агрегат монтажного слоя (АМС).

При отработке запасов второго, нижнего слоя длину столбов принимают от 300 до 500 м из расчета, чтобы время отработки соответствовало сроку сохранности гибкого перекрытия. В шахтных условиях металлическая сетка подвергается коррозии, ее несущая способность существенно снижается. Так, спустя 6—8 мес. после монтажа прочность падает в 2 раза, а через год составляет только 20% первоначальной. Наиболее эффективна в эксплуатации сетка из синтетических материалов, которая сохраняет прочностные свойства в течение 2—3 лет.

Длина лавы принимается равной 60 м.

Для подготовки столбов от основного конвейерного штрека 5 нижнего слоя до вентиляционного 6 (см. рис. 102) проводят вентиляционный ходок 7 и конвейерный бремсберг 8, периодически соединяя их сбойками.

Чтобы уменьшить влияние опорного давления, возникающего при отработке лав монтажного слоя, на выработки выемочных столбов нижнего слоя необходима определенная планировка горных работ. Так, забои монтажного слоя должны опережать забои под перекрытием не менее чем на 20 м как по простиранию, так и по падению пласта при одновременной их отработке (§ 83, ПБ).

Вентиляционный 6 и конвейерный 5 штреки также должны располагаться под выработанным пространством монтажного слоя на расстоянии 4—6 м первый ниже, второй, наоборот, выше от нормали к пласту, проведенной от кромки соответствующего целика.

Размер целика угля, оставляемого для охраны ходовой печи, исходя из требований изоляции выработанного пространства и минимально возможных потерь угля в нем, должен быть равен 8—10 м. При отработке очередного столба часть этого целика (порядка 4—5 м) погашается.

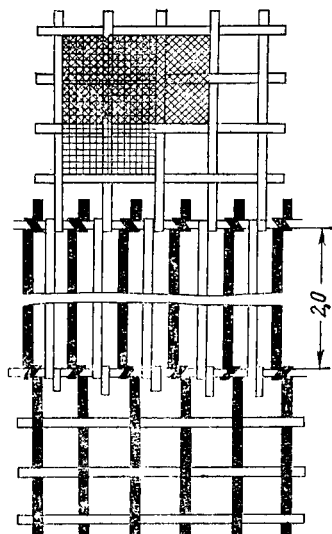


Рис. 103. Конструкция металлического перекрытия и способ соединения металлических полос

Проведение вентиляционного ходка возможно осуществлять и путем расширения конвейерного бремсберга в сторону угольного массива впереди очистного забоя с опережением на 10—20 м. По мере отработки столба конвейерный бремсберг погашается, а прическа остается на границе с обрушенными породами под защитой нависающего угля в зоне разгрузки от опорного давления.

Выемка угля в нижнем слое производится с помощью механизированного комплекса КТУ-2МКЭ, который вынимает пачку угля у почвы пласта на высоту 2,7 м, а оставшаяся межслоевая толща погашается с применением буровзрывных работ. В состав комплекса входят: комбайн типа КШ-1КГ, скребковый конвейер СКТ-64, крепь КТУ-2МЭ, крепь сопряжения, перегружатель, электро- и гидросборудование.

Выемочная машина работает по челноковой схеме и вынимает полосу угля шириной 0,5—0,8 м за один проход. После выемки полосы угля крепь перемещается. Эта операция повторяется 2—3 раза. Когда крепь переместится на 1,5—1,6 м, вынимают нависающую часть межслоевой толщи угля с помощью буровзрывных работ. Для этого в межслоевой толще через окна в крепи бурят два ряда шпуров: первый ряд — вертикальный длиной 3—4,5 м; второй с наклоном к завалу длиной 2—2,5 м. Расстояние между смежными шпурами принимается равным 1 м, между обнаженной плоскостью и шпурами не менее 0,5 м.

Взрывание зарядов производится одновременно по всей длине забоя при закрытых люках. Затем отбитый уголь выпускается через люки крепи на конвейер одновременно из двух точек, начиная от середины, и перемещается к концам лавы. После полного выпуска угля гибкое металлическое перекрытие опускается на секции крепи

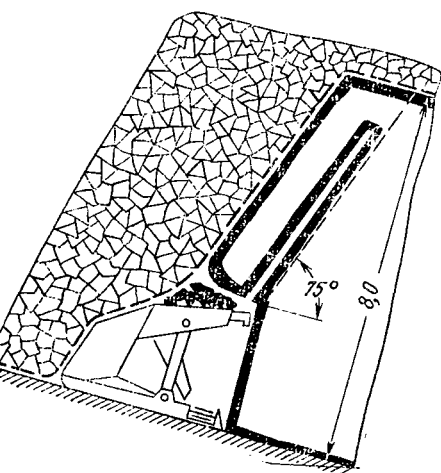


Рис. 104. Выпуск разрушенного угля межслоевой толщи впереди козырьков крепи

по всей длине забоя. Следует отметить, что взрывание шпуров в нависающей межслоевой толще приводит к динамическим нагрузкам на крепь и большому выходу крупных кусков угля, требующих вторичного дробления. Чтобы избежать этого, иногда забой межслоевой толщи отклоняют в сторону падения пласта (рис. 104), что исключает его разрушение горным давлением, упрощает ведение буровзрывных работ, позволяет бурить шпуры длиной до 4 м на расстоянии 1—1,5 м один от другого. Взрывание шпуров производят отдельными участками. Выпуск разрушенного угля на забойный конвейер производят не через люки, а впереди козырьков крепи.

Для этого секцию отодвигают домкратами передвижения в сторону обрушенных пород, а после окончания выпуска вновь придвигают вплотную к забою. Затем производят выпуск угля под соседней секцией и т. д. Оставшаяся часть угля в размере 5—10% выпускается через люки.

Система разработки с комплексом КТУ-2МКЭ обеспечивает: высокую безопасность работ; комплексную механизацию процесса выемки угля, крепления и управления кровлей; снижение потерь угля до 13—15%, что особенно важно в условиях отработки пластов угля, склонных к самовозгоранию; улучшение технико-экономических показателей по сравнению с другими системами, применяемыми при отработке мощных пологих пластов.

Недостатком системы является необходимость разрушения межслоевой толщи угля буровзрывным способом. При высокой метаносности пластов это становится небезопасным.

На основании обобщения опыта пологие мощные пласты целесообразно разрабатывать с применением механизированных комплексов при мощности до 5 м без разделения на слои; при мощности от 5 до 7 м — делить на два слоя и применять гибкие перекрытия и, наконец, при мощности от 7 до 15 м использовать комплекс КТУ-2МКЭ. Если условия не позволяют применять буровзрывные работы для разрушения межслоевой пачки угля, то пласты также следует делить на три и более слоев и разрабатывать с использованием комплексов ОКП, КМ-81Э и др.

§ 65. Разработка крутых пластов наклонными слоями полосами по простираению с закладкой

При рассматриваемом способе разработки этаж делят на отдельные выемочные поля размером 200—300 м, которые, в свою очередь, делят на два-три блока по 100 м каждый; блоки двукрылые; размер крыла блока 50 м (рис. 105).

Пласт разделяют на три-четыре слоя мощностью 2,8—3,2 м; слои разрабатывают в восходящем порядке.

Выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом 1, проводимым от полевого откаточного штрека 2 посредине выемочного поля и разделяющим последнее на два крыла. Таким образом, в крыле имеется один блок. На вентиляционном горизонте на границах каждого выемочного блока проводят промежуточные вентиляционные квершлага 3. Следовательно, при двух блоках в выемочном поле проводят три вентиляционных квершлага; средний из них обслуживает два блока. От промежуточного квершлага до границ выемочного поля по лежащему боку пласта проводят откаточный штрек 4, от которого на флангах и в центре выемочного поля также у почвы пласта проводят скаты 5, соединяя их на вентиляционном горизонте с вентиляционными квершлагами. В скатах устанавливают сплошную венцовую грспь. В них оборудуют два отделения: ходовое и грузовое.

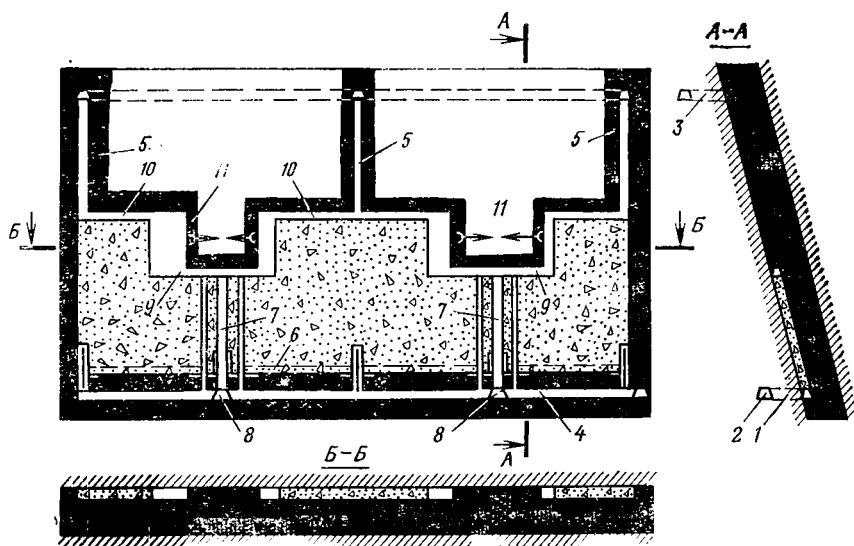


Рис. 105. Разработка мощного крутого пласта наклонными слоями с выемкой слоев в восходящем порядке полосами по простираению с гидравлической закладкой

Параллельно основному штреку по первому (нижнему) слою проводят конвейерный штрек 6 для нижней полосы. Для доставки угля из блоков в выработанном и закладываемом пространстве сооружают угольные скаты 7. Скаты располагают в центре блока и соединяют с откаточным полевым штреком промежуточными квершлагами 8.

Выемку угля начинают с горизонта конвейерного штрека в направлении от границ к центру одного из блоков. Очистной забой представляет собой лаву (полосу) длиной 10—15 м, расположенную по падению. В короткой лаве обеспечиваются быстрое продвижение забоя и закладка выработанного пространства с малой осадкой кровли слоя, большая безопасность и удобство ведения работ.

Выемка угля производится с применением буровзрывных работ. Между смежными стойками крепи по высоте слоя обычно пробуривают три шпура длиной 1,1 м. Шпуры взрывают сериями по три, кроме самых нижних, которые взрывают в два приема, что уменьшает возможность разрушения крепи слоевого штрека и конвейера.

Для предотвращения попадания отбитого угля в выработанное пространство вдоль забоя по второму ряду крепи навешивают металлическую сетку.

Отбитый уголь под действием собственного веса поступает на скребковый конвейер, расположенный на слоевом штреке 9 в нижней части лавы, и доставляется последним к углеспускному скату.

Из углеспускного ската уголь подается на конвейер доставочного квершлага, а затем в этажный штрек.

В лаве устанавливают обычную призабойную крепь, располагая ее по падению пласта. Борт лавы крепят специальной крепью.

После того как забой лавы переместится на шаг закладки, равный 12—15 м, т. е. после выемки 12—15 полос, очистные работы временно приостанавливают и готовят выработанное пространство к закладке: возводят органический ряд, усиленный стропильной крепью и обшитый тесом или металлической сеткой; оборудуют слоевой вентиляционный штрек 10; демонтируют конвейер в пределах шага закладки. При закладке в полосе последнего шага, кроме перечисленных работ, в выработанном пространстве наращивают сруб углеспускного ската.

Закладка выработанного пространства производится гидравлическим способом. Пульпа с поверхности по закладочному трубопроводу, уложенному по вентиляционным выработкам (штреку, квершлагоу, скату и слоевому штреку), поступает в подготовленные для закладки полосы. Укладывают закладочный материал в пределах полосы в направлении от старого органического ряда к вновь установленному. Трубы постепенно наращивают. Отходящая при возведении закладочного массива вода дренируется закладочным массивом и оставленными в нем дренажными печами, сооружаемыми на расстоянии 3—5 м по обе стороны от углеспускных печей, а затем по трубам отводится на основной штрек.

Закладочный массив уплотняется и слеживается настолько, что при обнажении его вышележащим слоем сохраняет хорошую устойчивость, поэтому отшивка кровли слоя (межслоевое перекрытие) не требуется. Это снижает расход пиломатериалов на 5—6 м³ на 1000 т добычи и значительно сокращает время на подготовку выработанного пространства к закладке.

После закладки первого шага приступают к обработке второго блока.

Когда один из очистных забоев подойдет к центру блока, в выработанном пространстве, подлежащем закладке, возводят скат с двумя отделениями, закрепляемый деревянной срубовой крепью, и две дренажные печи по обеим сторонам ската на расстоянии 3—5 м.

Одно отделение ската, грузовое, оборудуется трубами для спуска угля, другое — лестницами для передвижения людей.

Дренажная печь представляет собой два ряда обычной призабойной крепи, усиленной дополнительными стойками по каждому ряду и распорами между рядами у почвы и кровли, а при мощности пласта до 2 м только в средней части.

Вплотную к срубовой крепи углеспускного ската с обеих сторон возводят бетонные стенки толщиной 30—35 см на всю мощность пласта и на высоту 7 м от целика над откаточным штреком, а сам целик между углеспускным скатом и дренажными печами во избе-

жание просачивания воды по трещинам покрывается слоем бетона толщиной 10—15 см.

В дренажных печах на уровне верхней плоскости целика сооружается бетонная перемычка толщиной 0,5 м, через которую пропускается трубопровод для отвода отработанной воды в канавку откаточного штрека и по ней — в водосборник.

При закладке выработанного пространства вода проникает в скат и затрудняет проведение очистных работ в другом крыле. Вместе с водой выносятся большое количество мелких фракций закладочного материала и угля, которые заиливают водоотводные канавки и откаточный штрек. Поэтому в настоящее время применяют и тубинговую металлическую крепь для скатов в закладке, которая исключает обводнение ската. Тем самым создаются необходимые условия для совмещения процессов выемки угля и закладки выработанного пространства, улучшения условий труда и повышения технико-экономических показателей.

Доставка крепежного леса в забой производится по вентиляционному скату до вентиляционного штрека — в скипах, а по штреку до очистного забоя — вручную.

Свежая струя воздуха для проветривания очистных забоев (см. рис. 105) поступает с полевого штрека 2 на квершлаг 8 блоков и далее через углеспускные скаты 7 попадает на нижний конвейерный штрек 9, где распределяется на оба крыла блока. Омыв очистной забой 11, исходящая струя поступает по верхнему вентиляционному штреку 10 полосы к соответствующим фланговым скатам 5 блока, а по ним — к вентиляционным квершлагам 3. Чтобы струя воздуха активно омывала забой, а не уходила по диагонали к верхнему слоевому штреку, по подбортным стойкам лавы производят отшивку из теса или из прорезиненной ткани.

Работы во втором слое начинают после отработки первого. На уровне целика проводят слоевой конвейерный штрек, в котором устанавливают скребковый конвейер. После этого приступают к выемке первой полосы.

Очистные работы ведут так же, как и в первом слое. Для спуска угля используют скат, ранее оборудованный в первом слое. Для этого высота полосы строго соотносится с высотой вынимавшихся раньше полос с тем, чтобы оставленные в углеспускных печах гезенки совпадали с нижним слоевым штреком обрабатываемой полосы.

Вентиляционные скаты во втором слое проводят вслед за выемкой полосы в первом.

Очистная выемка угля в последнем слое производится так же, как и в предшествующем. Разница заключается лишь в том, что отпадает необходимость в сооружении гезенка в закладочном массиве. После выемки последнего слоя демонтируют все оборудование, в том числе и трубы в скатах, а скаты закладывают.

По достигнутым технико-экономическим показателям рассматриваемая система, хотя и является одной из лучших при разработ-

ке мощных пластов с делением на слои и закладкой выработанного пространства, однако и ей присущи недостатки, основными из которых являются: низкие технико-экономические показатели в силу полного преобладания ручного труда, медленный разворот фронта очистных забоев в выемочном поле (7—8 мес); трудоемкая доставка и большой расход (до 60—70 м³ на 1000 т добычи) крепящего леса, малая нагрузка на очистной забой и др.

§ 66. Разработка крутого пласта горизонтальными полосами по восстанию с гидравлической закладкой

Система предназначена для разработки пластов мощностью свыше 3 м с углами падения более 60°. Пласты мощностью свыше 4,5 м могут разрабатываться послойно. Выемка угля производится с помощью механизированного комплекса МКЗ.

Этаж делится на выемочные поля размером по простиранию 300—400 м. Подготовка выемочного поля производится с этажных полевых штреков: откаточного и вентиляционного (рис. 106). На откаточном горизонте проводят квершлаг, разделяющий выемочное поле на два крыла длиной по 150—200 м; от квершлага в обе стороны вынимают первую (нулевую) полосу обычным способом.

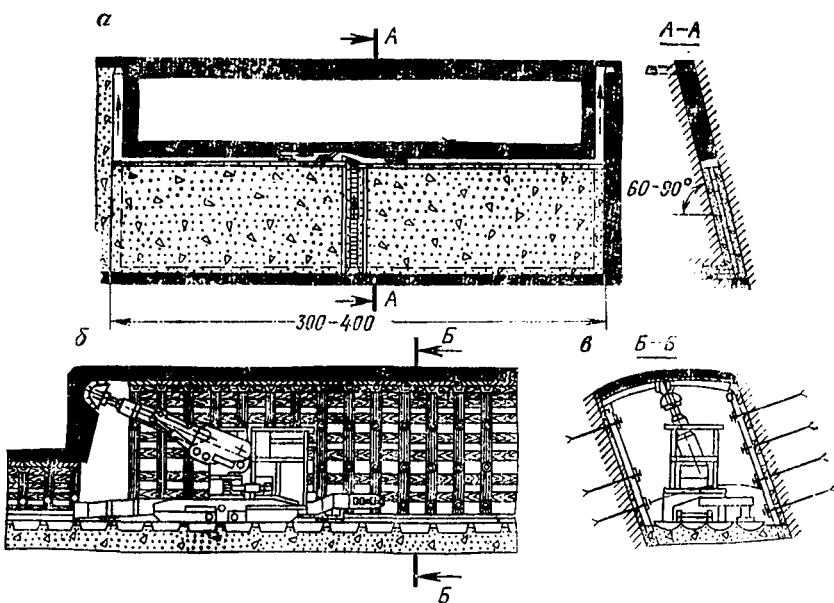


Рис. 106. Отработка крутого пласта полосами по простиранию с выемкой угля комплексом МКЗ и гидравлической закладкой: а — технологическая схема; б — выемка угля комбайном; в — крепление выработанного пространства

На флангах выемочного поля проводят вентиляционные скаты, которые соединяют с вентиляционными квершлагами.

Монтаж комплекса производится в первой полосе, которая переоборудуется в монтажную камеру. На почву камеры укладывают понтоны, состоящие из соединенных между собой металлических поплавков. Поплавки укладывают в три-четыре ряда по простиранию пласта. На втором ряду, считая от почвы пласта, монтируют скребковый конвейер и выемочный комбайн.

Выемка угля в лаве производится полосами, толщина которых по восстанию принимается равной 4—4,5 м.

Крепление выработанного пространства производится рамами: породы висячего и лежащего боков крепятся металлическими анкерами, а массив угля поддерживается раздвижными верхняками, состоящими из двух отрезков спецпрофиля, соединенных клиновым замком (рис. 106, а).

После выемки полосы на всю длину лавы комбайн вхолостую возвращается к центру выемочного поля и по переходному мосту-ферме перемещается в смежный забой, а в лаве ведутся работы к приему закладки. Пульпа подается по трубам, проложенным по фланговому скату, и растекается вдоль лавы. Под ее напором всплывают понтоны вместе с конвейером на необходимую высоту.

После окончания закладочных работ комбайн возвращается и производит выемку следующей полосы. Очистные забои попеременно опережают друг друга на половину высоты полосы. Вслед за их продвижением возводится углеспускной скат, а фланговые скаты погашаются.

Проветривание очистных забоев осуществляется за счет общей шахтной депрессии.

Транспортирование угля вдоль полосы производится скребковым конвейером, установленным, как отмечалось выше, на понтонах, далее самотеком по углеспускному скату уголь поступает на ленточный конвейер промежуточного квершлага.

Успешное применение рассмотренной выше технологии ведения очистных работ во многом зависит от правильно выбранного закладочного материала с определенными фильтрационными свойствами. Темпы возведения закладочного массива и скорость фильтрации воды через ранее заложенное пространство должны находиться в таком соотношении, чтобы в закладываемом пространстве образовался своеобразный «прудок», обеспечивающий всплывание понтонов с забойным оборудованием.

§ 67. Направления дальнейшего совершенствования систем разработки

В области совершенствования систем разработки основной задачей является обеспечение условий для дальнейшей концентрации горных работ за счет увеличения нагрузки на очистной забой.

и пласт с целью повышения производительности труда рабочих и снижения себестоимости добываемого угля.

Основная задача решается путем:

увеличения удельного веса систем разработки длинными столбами и сокращения объема применения сплошной системы;

создания и внедрения новых вариантов столбовых систем разработки, обеспечивающих обособленное проветривание мест выделения метана, и разработки совершенных методов предварительной дегазации пластов для исключения влияния вентиляционного барьера на дальнейшее увеличение нагрузки на очистной забой, а также разворот механизированного комплекса на 180° для отработки двух смежных выемочных столбов с целью сокращения объема монтажно-демонтажных работ.

рационального размещения подготовительных выработок в толще пласта и пород с целью устранения влияния опорного горного давления на крепь, обеспечения условий для повторного и безремонтного поддержания выработок и снижения потерь полезного ископаемого; проведения выработок с длительным сроком службы полевыми;

обеспечения постоянной длины лавы в пределах выемочного столба путем отработки их по падению (восстанию), расширив тем самым диапазон применения по углам падения пластов;

прогнозирования геологических нарушений для обеспечения стабильной работы комплексов и агрегатов;

создания новых вариантов систем разработки и высокопроизводительных средств комплексной механизации, обеспечивающих выемку угля без постоянного присутствия рабочих в очистном забое;

разработки новых и дальнейшего совершенствования существующих систем разработки мощных (особенно крутонаклонных и крутых) пластов с закладкой (преимущественно гидравлической) и выемкой на полную их мощность, с тем чтобы упростить технологию добычи угля, сделать ее малооперационной, увеличить нагрузку на забой, создать условия для выемки законсервированных запасов в охранных целиках под объектами;

разработки комплекса мероприятий по управлению состоянием массива горных пород с поверхности до начала ведения горных работ с целью исключения проявления таких грозных динамических явлений, как внезапные выбросы угля и газа, горные удары и пр.;

разработки комплекса мероприятий по дальнейшему повышению безопасности работы шахтеров и обеспечению комфортных условий труда.

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

**РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

Г л а в а XII.

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 68. Общие положения

Р у д а — природное минеральное образование, содержащее металлы в таких соединениях и концентрациях, при которых их промышленное использование технически возможно и экономически целесообразно. Иногда рудой называют также некоторые виды неметаллического минерального сырья, например апатит, асбест, барит, графит, сера, слюда и др.

Естественное скопление руд (черных, цветных, благородных металлов) в земной коре называют р у д н ы м м е с т о р о ж д е н и е м.

Минеральное вещество, ради которого производится разработка месторождения, называют п о л е з н ы м к о м п о н е н т о м. Руды могут содержать один или несколько компонентов, поэтому они делятся на моно- и полиметаллические руды. Содержание полезного (ценного) компонента в руде измеряется в процентах (для руд черных и цветных металлов) и в граммах на тонну (для руд редких и благородных металлов). Чем выше содержание полезных компонентов, тем руды считаются богаче. Руды с малым содержанием полезного компонента называют бедными (убогими). Минимальные запасы и содержание полезных компонентов, а также допустимое максимальное содержание вредных примесей в руде, называют промышленными кондициями, которые изменяются в зависимости от разных условий нахождения руды, а также от техники добычи и переработки. Поэтому в зависимости от содержания полезного компонента различают месторождения промышленные и непромышленные.

Для характеристики значимости месторождения в народном хозяйстве страны введено понятие минимальное промышленное содержание, или промминимум, полезного компонента. Среднее содержание полезного компонента в некотором объеме рудного тела, при котором ценность этого полезного компонента равна затратам на добычу руды и ее переработку, называют п р о м м и н и м у м о м. Если содержание полезного компонента больше

проминимума, то месторождение относится к числу промышленных и может разрабатываться в настоящее время.

Рудные тела по форме разделяются на линзообразные, жилые, массивные, пластообразные и пластовые. Линзообразные тела в сечении представляют собой форму линз, мощность которых в центральной части достигает десяти и даже сотни метров. Жилы (рис. 107, а) — трещины в земной коре, заполненные минеральным веществом. Массивные залежи (рис. 107, б) — гнезда, штоки — отличаются сложностью форм, неясностью границ контактов с вмещающими породами и большим непостоянством состава. Пластовые и пластообразные залежи аналогичны угольным пластам, ограничены двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимают значительную площадь.

Рудные тела по мощности разделяют на тонкие — до 0,6—0,8 м, при разработке которых обязательно подрывают, т. е. совместно вынимают с рудой часть вмещающих пород; маломощные — от 0,6—0,8 до 5 м, средней мощности — от 5 до 10—15 м, мощные — от 10—15 до 60 м и, наконец, весьма мощные — более 60 м.

По углу падения рудные тела разделяют на пологие — с углом падения до 25°, в том числе горизонтальные — с углом наклона до 3°; наклонные — от 25 до 45° и крутые — с углом наклона более 45°.

§ 69. Особенности залегания и разработки рудных месторождений

Рудные месторождения по сравнению с угольными имеют свои горно-геологические особенности залегания. К ним относятся, например, разнообразная и сложная форма рудных тел: пласты, пластообразные залежи, штоки, линзы, жилы и т. д.; непостоянство элементов залегания, когда мощность рудных тел как в пределах одного месторождения, так и особенно месторождений различных руд колеблется от нескольких сантиметров (месторождения редких металлов и золота) до сотен метров (железорудные и апатитовые месторождения); преобладание пород и руд большой крепости и абразивности. Так, если уголь имеет коэффициент

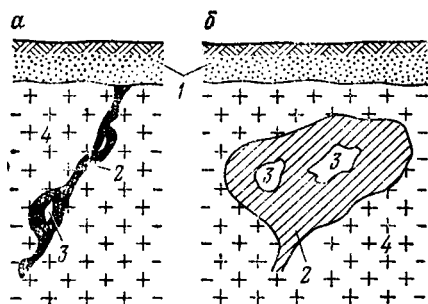


Рис. 107. Формы залегания рудного тела:

а — жилная; б — массивная залежь; 1 — наносы; 2 — руда; 3 — включения пустых пород; 4 — вмещающие породы

крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова не более 3, а песчаник порядка 10, то весьма крепкие руды имеют коэффициент крепости от 16 и выше; непостоянство состава руды по количественному содержанию полезных компонентов; нечетко выраженные контакты залежи полезного ископаемого с вмещающими боковыми породами и высокая ценность полезного компонента; наличие отдельных рудных тел со сравнительно небольшими размерами по простиранию, наряду с такими залежами, как фосфоритовые в Каратау, калийные в Белоруссии (Старобинское месторождение), которые простираются на десятки километров; большая глубина распространения рудных тел, которая иногда превосходит несколько километров. Отмечается особая склонность колчеданных руд к самовозгоранию и т. д.

Отмеченное выше разнообразие геологических условий, а также физико-механических свойств руды и вмещающих горных пород обуславливают специфику в технологии разработки рудных месторождений по сравнению с угольными, в частности технику отбойки, выпуска, доставки руды и др. Так, например, при добыче руды с коэффициентом крепости от 4 и выше отбойка ее производится с применением буровзрывных работ. При этом, особенно при крепких рудах, образуются чрезмерно крупные куски (негабариты), которые приходится дополнительно, вторично дробить в подземных условиях, в очистном блоке взрывным способом. Этот процесс на угольных шахтах, как известно, практически отсутствует.

При разработке рудных месторождений, так же как и угольных, имеют место потери полезного ископаемого, которые составляют 5—15% балансовых запасов, а в особо сложных случаях они достигают 30% и даже больше. Потери характеризуют полноту извлечения полезного ископаемого из недр с количественной стороны. Кроме того, при разработке руд существует понятие *разубоживания* руды, т. е. снижение содержания полезного компонента в добытой рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды. Таким образом, разубоживание руды является качественной характеристикой извлечения.

Выделяют общерудничные и эксплуатационные потери. Разубоживание руды бывает только эксплуатационным и происходит в процессе ее добычи от засорения пустой породой, а также в результате потерь руды с повышенным содержанием полезного компонента по сравнению со средним его содержанием в пределах очистного блока или выщелачивания полезного компонента шахтной водой.

Величины потерь, извлечения и разубоживания (изменения качества) оцениваются соответствующими коэффициентами, которые измеряются в долях единицы (или в процентах).

Коэффициент потерь руды (n) определяется по формуле

$$n = \frac{Z_{II}A_1}{Z_0A_2},$$

где Z_{Π} — количество потерянных балансовых запасов, т; A_1 — содержание полезного компонента в потерянной руде, % или г/т; Z_6 — количество погашенных балансовых запасов руды, т; A_2 — содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах, % или г/т.

Коэффициент извлечения руды из недр (C_p) определяют по формулам

$$C_p = 1 - n,$$

или

$$C_p = \frac{ZA_3}{Z_6A_2},$$

где Z — количество добытой рудной массы, т; A_3 — содержание полезного компонента в добытой рудной массе, % или г/т.

Коэффициент разубоживания руды (b)

$$b = \frac{A_2 - A_3}{A_2}.$$

Кроме перечисленных коэффициентов, два из которых встречаются и при разработке угольных месторождений (потерь и извлечения), используют так называемый коэффициент выхода рудной массы при добыче (K_d):

$$K_d = \frac{Z}{Z_6}.$$

§ 70. Способы подготовки рудных месторождений

Шахтные поля рудных месторождений делят на этажи и панели. Этажную подготовку применяют при разработке крутых и наклонных залежей. Панельная (безэтажная) подготовка находит применение при разработке или одной пологой залежи ограниченной мощности, или же нескольких рудных тел, когда разность отметок их залегания не превышает размеры высоты этажа. Вертикальную высоту этажа принимают равной 60—80 м. Ширина панели колеблется от 50 до 300 м.

Этажи и панели дополнительно делят на блоки. Размеры блоков: длина по простиранию от 30 до 100 м, обычно 40—60 м; высота соответствует высоте этажа, а при панельной подготовке — мощности залежи. Блок представляет собой самостоятельную добычную единицу: в его пределах проводят весь комплекс подготовительно-нарезных и очистных работ.

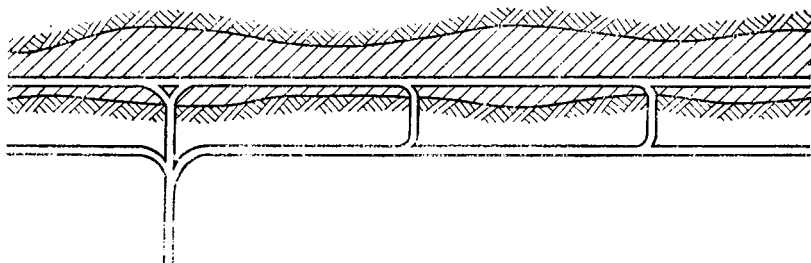
Рудные месторождения характеризуются, как отмечалось выше, непостоянством элементов залегания и содержания полезного компонента, нечетко выраженными границами почвы и кровли залежи и пр. Поэтому разведка рудного месторождения обычно производится в течение всего срока его разработки. С учетом этого, необходимо, чтобы подготовительные разработки по возможности служили одновременно и разведочными. Поэтому этажные горизонты тонких и маломощных крутых залежей готовятся

рудными или рудными и полевыми штреками (смешанная подготовка). При этом рудные штреки проводят с подрывкой пород лежащего и висячего боков и располагают их так, чтобы рудное тело находилось, по возможности, в середине забоя штрека.

При подготовке этажных горизонтов крутых залежей средней мощности и мощных применяют штрековую или комбинированную ортовую подготовку. При штрековой подготовке проводят рудный и полевой штреки (рис. 108, а), которые соединяют между собой квершлагами. Рудный штрек преимущественно располагают у лежащего бока, с тем чтобы не только обеспечить доразведку участка месторождения, но и уменьшить охранные целики. Штрек располагают и у висячего бока или посередине залежи. При ортовой подготовке (рис. 108, б) проводят два полевых штрека: один в лежащем, другой в висячем боку. Штреки соединяют ортами.

При штрековой подготовке, применяемой при крепкой устойчивой руде и весьма большой производственной мощности рудника, погрузка составов производится в штреках, орты проводятся на значительном расстоянии один от другого и используются лишь для сообщения.

а



б

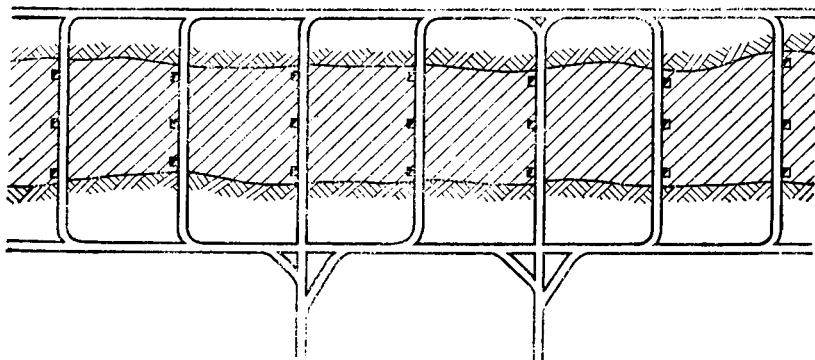


Рис. 108. Подготовка этажного горизонта крутой мощной залежи:
а — штреками, рудным и полевым; б — ортами

При ортовой подготовке, применяемой при неустойчивой руде и небольшой производственной мощности рудника, погрузка составов производится в ортах, служащих для сообщения.

При разработке крутых залежей в качестве воздухоотводящих выработок вентиляционного горизонта используют бывшие откаточные выработки вышерасположенного этажа.

В пределах блока выработки откаточного и вентиляционного горизонтов соединяют одним или несколькими блоковыми восстающими и рудоспусками. Восстающие предназначены для нарезки блоков, проветривания и транспортных целей. В зависимости от принятой схемы подготовки откаточного горизонта восстающие и рудоспуски проводят по полезному ископаемому из рудного штрека или орта, а также по пустым породам лежащего бока из полевого штрека.

В блоке проводят нарезные выработки (подэтажные штреки, орты, подсечные выработки, предназначенные для разделения отработываемого массива руды от основания блока, в котором расположены рудовыпускные выработки, и др.). Их номенклатура, расположение и назначение определяются принятой системой разработки и технологией ведения очистных работ.

Отработка блоков в этаже возможна как в прямом, так и обратном порядке. Кроме того, применяется отработка блоков в шахматном порядке (через один — при неустойчивой руде и вмещающих породах и большой мощности рудного тела), в выборочном порядке (при различной качественной характеристике руды), выемка блоков по всей длине этажа без разрыва во времени или с разрывом во времени.

Подготовка месторождений горизонтальных и близких к ним заключается в проведении панельных штреков, разделяющих шахтное поле на панели, и выемочных штреков, делящих панель на блоки или выемочные столбы. При этом, если угол падения залежи не превышает 3° , применяют рудную подготовку, т. е. штреки проводят по почве полезного ископаемого. При углах падения более 3° и особенно при сложной гипсометрии применяют полевую подготовку — штреки располагают в подстилающих породах (рис. 109).

При подготовке блоков восстающие и рудоспуски проводят с панельных штреков. Выемочные столбы при применении механизированных комплексов отработывают лавами.

При выборе способа подготовки шахтного поля необходимо учитывать следующие требования:

1. Должна обеспечиваться возможность своевременной подготовки запасов полезного ископаемого к очистной выемке для того, чтобы имелся необходимый резерв вскрытых и подготовленных к выемке запасов. Этот резерв должен постоянно поддерживаться в период эксплуатации шахты путем соответствующего соотношения скоростей вскрытия, подготовки и очистной выемки.

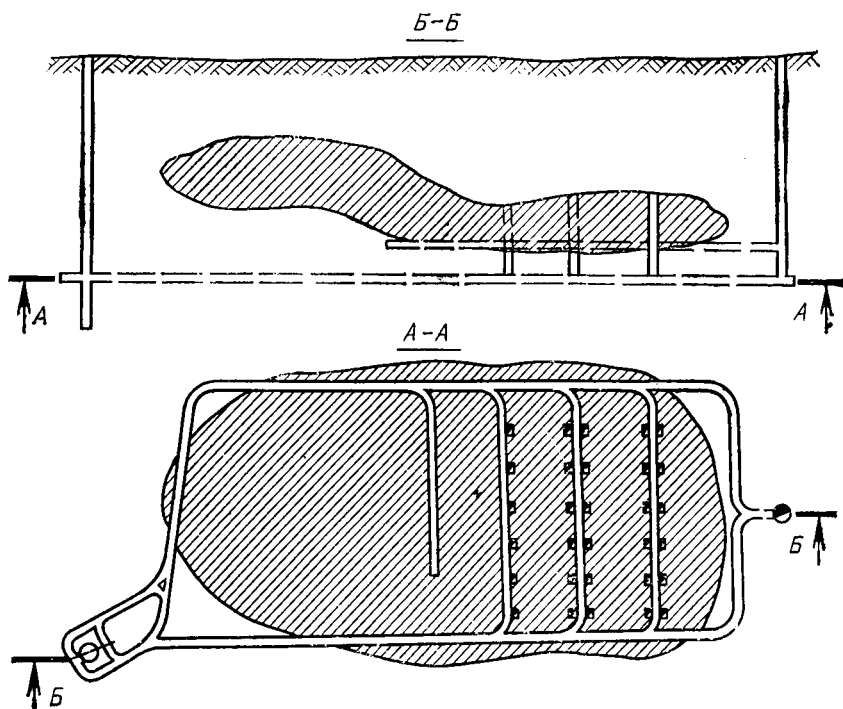


Рис. 109. Панельная подготовка пологой рудной залежи

2. Объем подготовительных работ должен быть минимальным, в том числе и при рудной подготовке, поскольку себестоимость 1 т руды, добытой в подготовительном забое, в несколько раз выше, чем при очистной выемке.

Объем подготовительных выработок оценивается коэффициентом подготовки, т. е. отношением общей длины подготовительных выработок Σl к подготовленным запасам,

$$K = \frac{\Sigma l}{Z_{\text{б}} - Z_{\text{под}}},$$

где $Z_{\text{б}}$ — общие запасы полезного ископаемого по участку, т; $Z_{\text{под}}$ — количество полезного ископаемого, добытого при подготовке участка к очистной выемке, т.

Чем меньше значение коэффициента подготовки, тем при прочих равных условиях лучше способ подготовки.

3. Стоимость проведения и поддержания подготовительных выработок за время их службы должна быть минимальной, что достигается путем рационального их расположения в толще пород и рудной залежи.

4. В процессе подготовки должны обеспечиваться дальнейшая попутная разведка месторождения и своевременное его осушение.

§ 71. Вскрытие рудных месторождений

Шахтные поля рудных шахт вскрывают вертикальными и наклонными стволами, штольнями, а при комбинированном способе вскрытия используют сочетания из перечисленных выработок, например, вертикальные и наклонные стволы и пр.

Основные требования к вскрытию рудных месторождений: необходимость двух надежных выходов на земную поверхность; удобная площадка для размещения поверхностного комплекса; возможность своевременной подготовки нового горизонта и т. д., что является общим и для вскрытия угольных месторождений.

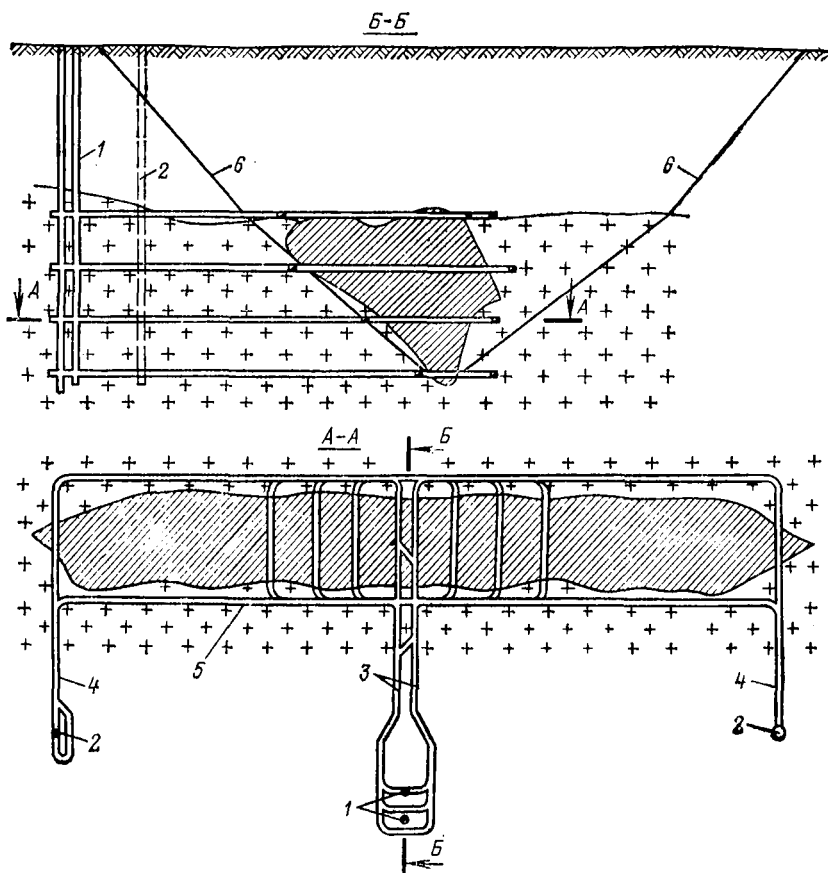


Рис. 110. Вскрытие рудной залежи вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1 — центральные стволы; 2 — фланговые стволы; 3 — откаточные воздухоподающие квершлага; 4 — фланговые квершлага; 5 — откаточные штреки; 6 — границы зоны сдвижения

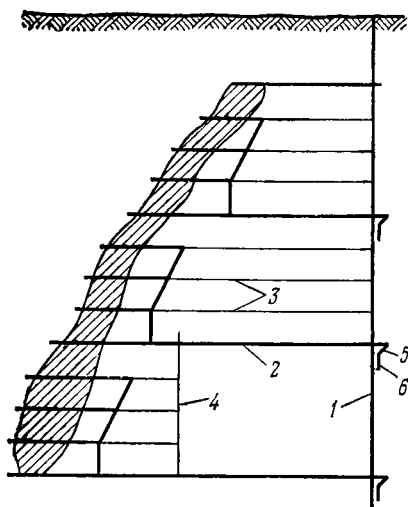


Рис. 111. Вскрытие крутой рудной залежи вертикальными стволами с концентрационными горизонтами:

1 — основной ствол; 2, 3 — квершлаг концентрационного и промежуточных горизонтов; 4 — слепой вспомогательный ствол для промежуточных горизонтов последней очереди вскрытия; 5, 6 — скиповый бункер и дозатор

Однако в силу отмеченных выше особенностей залегания рудных месторождений, имеются и некоторые особые требования. Так, стволы располагают в породах лежащего бока вне зоны сдвижения вмещающих пород с тем, чтобы не оставлять рудных целиков и не увеличи-

вать потери ценного полезного ископаемого, не только промышленных, но и перспективных запасов изолированных рудных тел. Исключения возможны при вскрытии горизонтальных и пологих месторождений, занимающих большие площади.

Обычно применяют фланговые расположения стволов. Если длина рудного тела по простиранию не превышает 600—800 м, то основной и вспомогательный стволы располагают на флангах залежи (см. рис. 109). При большей длине рудного тела основные стволы располагают в центре шахтного поля (рис. 110), а вспомогательный и вентиляционный — на флангах. Фланговое расположение вентиляционных стволов обеспечивает надежное проветривание горных выработок всего рудника. Количество главных рудоподъемных стволов может быть один-три и зависит от мощности рудника, многосортности добываемой руды, числа независимых подъемных горизонтов. При добыче крепких руд отдельные ее куски имеют такие размеры, которые исключают возможность их подъема в скипах на поверхность. Поэтому необходимо сооружать специальные дробильные установки.

При разработке крутых рудных тел применяют так называемое вскрытие этажей с концентрационными горизонтами, при котором на два-четыре этажа сооружают один основной, концентрационный горизонт и один-три — промежуточных (рис. 111). На концентрационном горизонте проводят все необходимые выработки: основной квершлаг, околоствольный двор с камерами и дробильной установкой. На промежуточных горизонтах проводят только вспомогательные квершлаг, которые используют для подачи воздуха для проветривания выработок, доставки людей и материалов. Руда по квершлагам промежуточного горизонта не транспортируется совсем или же доставляется только до капитального рудоспуска,

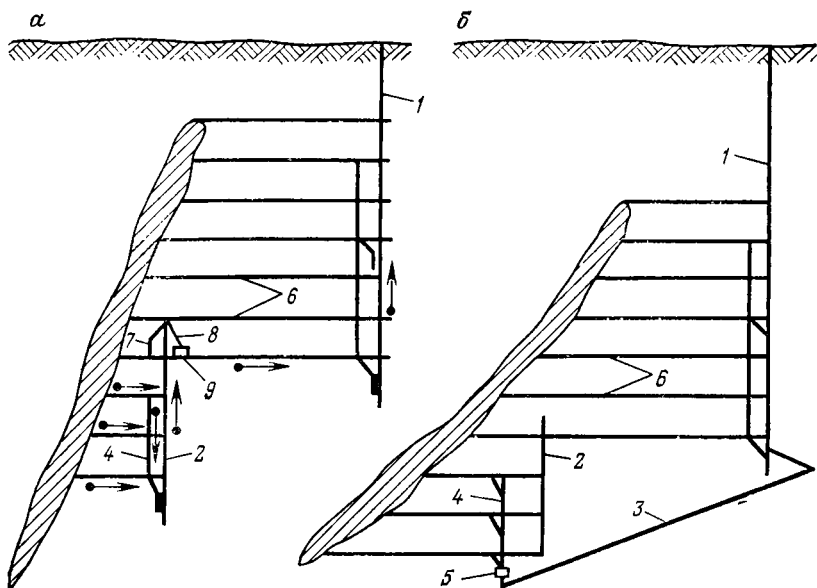


Рис. 112. Двухступенчатое вскрытие рудного тела:

а — с вертикальным слепым стволом; *б* — с наклонным слепым стволом; 1 — главный скиповый ствол; 2 — слепой ствол; 3 — наклонный слепой ствол; 4 — рудоспуск; 5 — дробильная установка; 6 — квершлаг; 7 — верхний бункер; 8 — канатный ходок; 9 — машинная камера слепого ствола

проведенного на концентрационный горизонт в районе рудного тела.

Преимуществом схемы вскрытия с концентрационными горизонтами является сокращение объема капитальных горных выработок за счет уменьшения числа дробильных установок, приемных бункеров скипового подъема, водоотливных установок и пр., которые сооружают только на основном горизонте, на промежуточном горизонте сооружают простой окоlostвольный двор небольшого объема, а промежуточный квершлаг имеет однопутевое сечение. Рассматриваемая схема вскрытия позволяет своевременно обеспечить шахту необходимым резервом вскрытых и подготовленных запасов даже при ограниченных размерах шахтного поля по простиранию, улучшить работу подземного транспорта благодаря наличию емких бункеров, увеличить концентрацию горных работ, что обеспечивает дополнительную экономию на вспомогательных работах.

К недостаткам следует отнести увеличение сроков строительства шахты, первоначальных капитальных затрат и затрат на подъем полезного ископаемого и воды на поверхность, поступающих с промежуточных на основной горизонт.

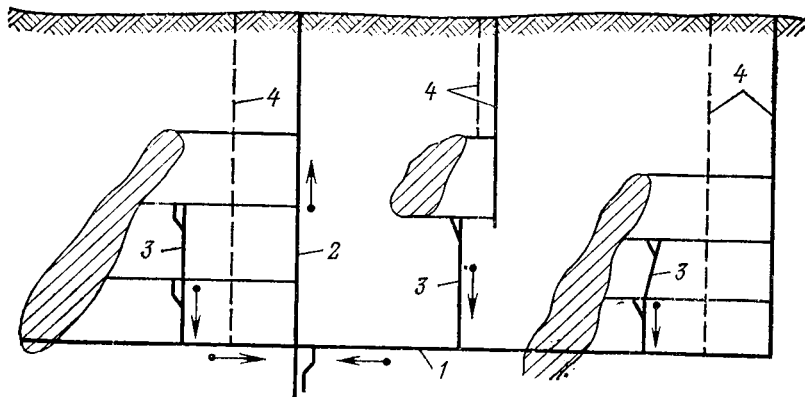


Рис. 113. Групповое вскрытие рудных тел:

1 — концентрационный горизонт; 2 — рудоподъемный ствол; 3 — рудоспуски; 4 — вспомогательные и вентиляционные стволы

В настоящее время разработка рудных месторождений достигла больших глубин: 800—1000 м на отечественных шахтах и свыше 3 км за рубежом. Вскрытие и отработка месторождений на больших глубинах усложняются из-за увеличения горного давления, повышения температуры пород, снижения их устойчивости и связанного с этим уменьшения угла сдвижения пород; усложняется подъем руды на поверхность.

При разработке месторождений на больших глубинах применяют так называемое двухступенчатое вскрытие. Вертикальные стволы проходят до глубины 1500—1800 м, при которой еще технически возможно применение многоканатного подъема. Ниже сооружают слепые вертикальные или наклонные стволы (рис. 112). По вертикальным слепым стволам подъем руды осуществляется в скипах или в вагонетках в клетях; по наклонным — конвейерами. При этом пропускная способность основного ствола сохраняется постоянной, длина же квершлагов, расположенных ниже основного подъемного горизонта, существенно сокращается. Наличие пункта перегрузки, особенно при вертикальных слепых стволах, усложняет схему транспорта.

На практике встречаются случаи, когда на относительно небольшом по территории участке сосредоточено несколько изолированных рудных тел. В этих условиях рекомендуют применять групповое вскрытие, при котором имеется один общий рудоподъемный ствол и концентрационный горизонт (рис. 113), на который перепускают полезное ископаемое с вышележащих этажей отдельных рудных тел. В результате централизации подъема снижаются расходы на сооружение технологического комплекса на поверхности, на подъем руды и водоотлив.

Рассмотренные выше способы вскрытия вертикальными стволами находят преимущественное применение, когда месторождения руд находятся в недрах равнинной местности. Если же они располагаются в гористой или сильно пересеченной местности, то вскрытие осуществляется преимущественно штольнями. При этом возможно следующее расположение рудной залежи по отношению к штольневому горизонту: выше, ниже и, наконец, выше и ниже штольневого горизонта (рис. 114). В первом случае со штольневого горизонта для подготовки рудного тела проводят капитальный рудоспуск и вспомогательный ствол, который может быть слепым, или же он проходится с поверхности, если его длина не увеличится при этом более чем на 100—150 м по сравнению со слепым стволом.

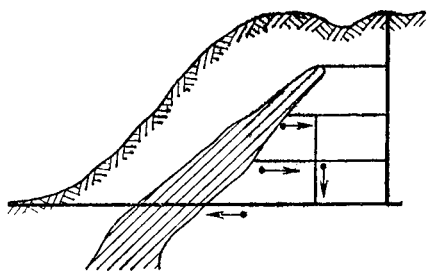


Рис. 114. Вскрытие рудного тела штольней с капитальным рудоспуском и вспомогательным стволом

Если рудное тело расположено ниже штольневого горизонта, то для его подготовки проводят слепые стволы и капитальные рудоспуски. При расположении месторождения выше и ниже штольневого горизонта схема вскрытия представлена на рис. 114.

Основным транспортным горизонтом является штольневый; вспомогательные стволы служат для вентиляции, спуска — подъема людей и грузов; рудоспуски обычно обслуживают несколько этажей.

Если расстояние от плоскости долины до вершины рудного тела порядка 600—800 м, то месторождение вскрывают в две очереди: в первую очередь вскрывают верхнюю часть месторождения (300—400 м) капитальной штольней, проводимой на промежуточном уровне, при этом добытую руду транспортируют в долину по поверхности, во вторую очередь сооружается новая капитальная штольня на уровне долины.

§ 72. Основные производственные процессы очистной выемки

К основным производственным процессам очистной выемки руды относят: отбойку руды, вторичное дробление, выпуск и доставку отбитой руды до откаточного горизонта, управление горным давлением. На современных рудниках все перечисленные процессы, а также подземный транспорт и подъем руды на поверхность механизированы. При этом весьма эффективной является механизация добычи руды с помощью самоходного оборудования, обеспечивающего поточную технологию добычи. Область его применения на отечественных рудниках постепенно расширяется.

Отбойка руды — отделение части руды от массива с одновременным дроблением ее на куски. Отбойка руды производится с применением буровзрывных работ, механических средств и самообрушения. Выбор способа отбойки зависит от горно-геологических условий, физико-механических свойств руды и от принятой системы разработки.

При отбойке руды буровзрывным способом заряды помещают в шпуров или в глубокие скважины или же применяют так называемые минные заряды. Шпуров в рудном теле пробуривают на глубину не более 5 м диаметром до 75 мм. Для их бурения применяют специальные пневматические бурильные молотки (перфораторы) или самоходные буровые каретки на пневматическом или гусеничном ходу. В зависимости от направления перемещения очистного забоя шпуров располагают горизонтально, вертикально или наклонно, причем в последних двух случаях они могут иметь направление как снизу вверх, так и сверху вниз. Целесообразная глубина, диаметр, расположение шпуров устанавливаются практикой, а их число и масса заряда взрывчатого вещества — специальными расчетами.

При шпуровой отбойке достигается равномерное, достаточно мелкое дробление руды, полная ее выемка у контактов залежи и сравнительно меньшее разубоживание. Однако шпуровая отбойка имеет большую трудоемкость, низкую комфортность условий труда и затрудняет одновременное обрушение больших объемов руды. Применяется шпуровая отбойка при разработке неустойчивых руд системами с креплением выработанного пространства, а также залежей мощностью не более 5—8 м.

Отбойка руды взрыванием зарядов в скважинах глубиной 5—50 м и более диаметром от 60 до 150 мм широко распространена при разработке мощных рудных тел. В зависимости от глу-

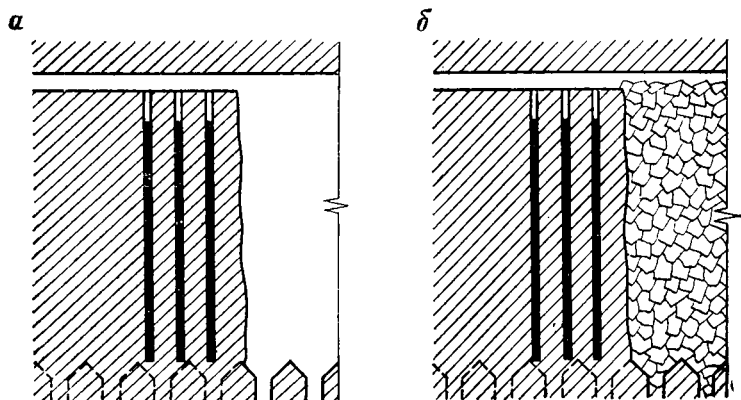


Рис. 115. Схема отбойки руды скважинами:
а — на открытое пространство; б — в зажиме

бины, диаметра и расположения скважин для их бурения применяют различное оборудование: перфораторы, погружные пневмоударники, буровые агрегаты и станки, оснащенные различным буровым инструментом. При вращательном бурении используют твердосплавные, алмазные и шарошечные коронки.

Скважины располагают параллельно или под углом к поверхности массива, на которую производят послойную отбойку руды. Эта поверхность граничит или со свободным пространством, объем которого в 1,3—1,4 раза больше объема взорванной руды, или с раздробленной на куски горной массой (отбойка в зажиме, рис. 115).

Отбойка в зажиме, как указывает проф. В. Р. Именитов, рекомендуется в мощных и средней мощности залежах с любым углом падения при крепких и средней крепости рудах. Ее применение исключается в слабых рудах, склонных к слеживанию, так как при взрывании шпуров происходит ее уплотнение, что затрудняет или делает невозможным последующий ее выпуск. Отбойка в зажиме позволяет снизить выход крупных кусков, что интенсифицирует выпуск и доставку руды в 1,5—2 раза, исключает необходимость в предварительном образовании открытого пространства, обеспечивает условия для магазинирования руды.

Расположение скважин в забое (рис. 116) может быть параллельным и веерным. При веерном расположении с одного положения станка можно пробурить серию скважин, а затем уже заряжать их, что является достоинством способа. Недостатки: увеличение суммарной длины скважин ввиду их меньшего использования при зарядании; неравномерное дробление руды — переизмельчение в местах сближения скважин и недостаточное дробление у концов скважин; неравномерный отрыв руды на границе камеры. Веерное расположение применяется главным образом при руде средней крепости, а также там, где по условию расположения буровых выработок нельзя бурить параллельные скважины.

Параллельное расположение скважин применяют при крепкой и очень крепкой руде, равномерность дробления которой имеет особо важное значение, а также при бурении скважин из очистного пространства.

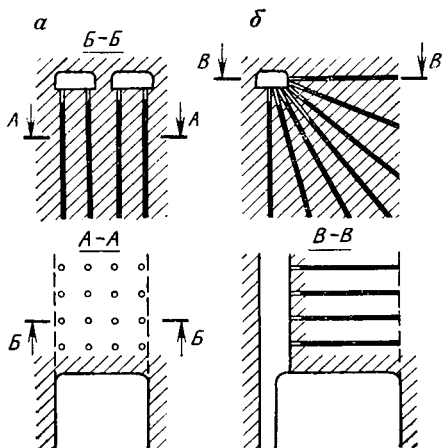


Рис. 116. Расположение скважин:
а — параллельное; б — веерное

Преимущества отбойки руды взрыванием зарядов в глубоких скважинах по сравнению с взрыванием в шпурах заключаются в повышении производительности труда по отбойке в 2—3 раза, повышении безопасности работ, снижении запыленности рудничного воздуха, обеспечении условий для применения более производительных систем разработки.

Отбойка руды взрыванием зарядов в глубоких скважинах применяется при мощности месторождения не менее 6—8 м и устойчивой руде.

Минная отбойка — отбойка руды путем взрывания сосредоточенных зарядов большой массы, располагаемых в специально проводимых для этой цели или уже имеющихся выработках. Минную отбойку применяют при разработке мощных месторождений крепких руд при обрушении целиков и потолочин, в которых имеются готовые выработки для размещения зарядов, или же для этого проводят серию горизонтальных выработок небольшого сечения с короткими ответвлениями в виде камер (карманов). В них укладывают взрывчатое вещество, после чего выработку вновь забучивают рудой или же оставляют открытой.

Механическая отбойка полезного ископаемого производится с помощью отбойных молотков или комбайнов в комплексе с механизированной крепью; применяется при добыче относительно мягких руд (марганца, калийных солей).

Самообрушение — наиболее экономичный способ отделения руды от массива. Происходит оно под действием собственного веса руды и давления налегающих пород.

Вторичное дробление. Чтобы куски руды свободно проходили через рудоспуски и не зависали в выработанном пространстве, а доставка осуществлялась интенсивно и бесперебойно, отбитая руда должна иметь куски определенной крупности. Максимально допустимый размер кусков, на который рассчитываются перепускные выработки и все погрузочное и транспортное оборудование, называется **к о н д и ц и о н н ы м**. Размер таких кондиционных кусков обычно принимают от 300—400 до 800—1000 мм, а на рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, — 200—250 мм. Однако при отбойке буровзрывным способом обычно образуется некоторое количество более крупных, чем кондиционные, кусков, так называемых **н е г а б а р и т о в**. Такие негабариты приходится дробить повторно. Для этого используют взрывчатые вещества или механические дробилки и пр. При вторичном дроблении с помощью взрывчатых веществ применяют или так называемые накладные заряды, размещаемые в углублениях, или шпуровые заряды. При механическом дроблении используют специальные дробильные установки, устанавливаемые в камерах вблизи приемных бункеров скипового подъема, надежная работа которого возможна лишь при крупности кусков не более 400—500 мм.

Вторичное дробление производят непосредственно в очистном пространстве (при наличии безопасного доступа) на почве пологой

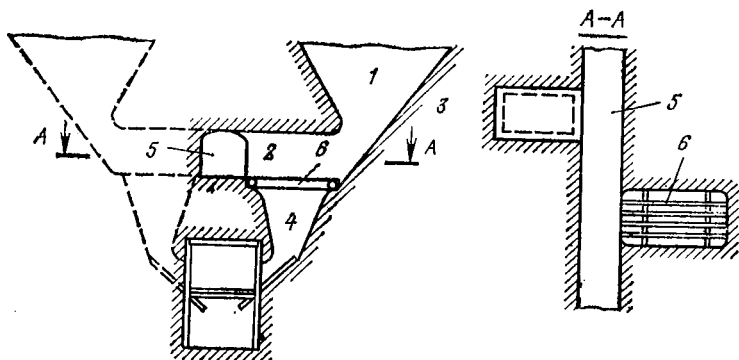


Рис. 117. Выработки горизонта вторичного дробления:

1 — воронка; 2 — камера дробления; 3 — горловина; 4 — рудоспуск; 5 — штрек горизонта дробления; 6 — грохот

залежи, замагазинированной руде, закладке или же в специально проведенных для этого камерах грохочения, расположенных на специальном горизонте дробления в 4—8 м над кровлей выработки основного (откаточного) горизонта и соединенных с ней рудоспусками (рис. 117). Камеры грохочения вдоль штрека горизонта дробления располагают в шахматном порядке на расстоянии 8—10 м одну от другой; длина камер 3—5 м, сечение 5—9 м². На почве камеры сооружают грохот из рельсов тяжелого типа, укладываемых на деревянные брусья. Число колосников (рядов рельсов) принимается от трех до пяти, зазор между колосниками 300—400 мм. Под грохотом располагается рудоспуск (дучка) соответствующей емкости.

Если руда в откаточный штрек поступает не самотеком, а предварительно доставляется к рудоспуску механическими средствами, например, скрепером по скреперному штреку, то вторичное дробление негабаритов производится на почве этого штрека.

Выпуск и доставка руды. Отбитая от массива и обрушенная руда выпускается через выработки небольшого сечения на горизонт, расположенный в нижней части блока. Выпуск — один из важнейших производственных процессов, который определяет основные параметры системы разработки, величину потерь и разубоживания руды.

Различают донный и торцовый выпуск. При донном выпуске руда из блока в откаточный штрек поступает по специальным выработкам, проведенным в донной части блока. При торцовом выпуске руда из очистного пространства поступает непосредственно в выработку, по которой производится ее механическая откатка.

Выпускные отверстия конструктивно отличаются большим разнообразием: они могут иметь форму усеченного конуса, траншей с короткими рудоспусками (рис. 118, а), воронок в виде усеченной пирамиды (рис. 118, б) и др.

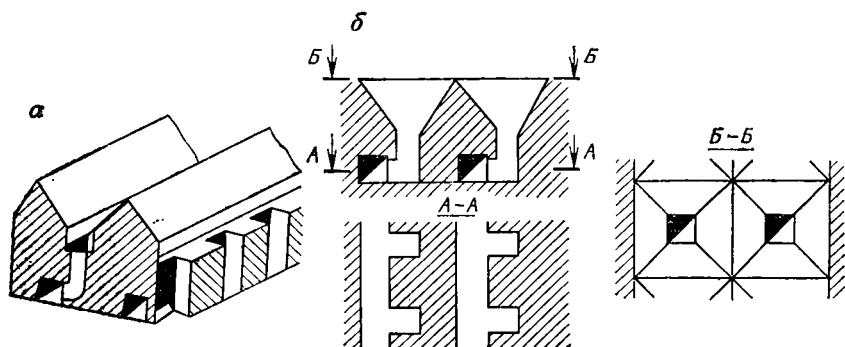


Рис. 118. Выработки для выпуска руды:

а — траншеи с короткими рудоспусками; б — одинсторонние воронки

Доставкой руды при очистной выемке принято называть перемещение ее от места отбойки до транспортной выработки. Доставка производится или под действием силы собственного веса (самотечная доставка), или механическими средствами: самоходными вагонами, погрузочно-доставочными машинами, конвейерными и скреперными установками. Иногда применяют взрывную доставку руды силой взрыва при ее отбойке.

Самотечная доставка руды производится или по очистному пространству (непосредственно по почве залежи, решатакам, трубам), или по рудоспускам. Ее применение возможно в том случае, когда угол наклона почвы залежи не менее $45-55^\circ$; при движении руды по решатакам и настилам их угол наклона должен быть не менее $30-45^\circ$, а по рудоспускам — $55-60^\circ$. При выпуске руды из пространства, заполненного горной массой, наклон должен быть $65-80^\circ$.

Широкое распространение в самых разнообразных геологических условиях получила доставка скреперными установками (рис. 119), которая применяется как в пределах очистного пространства, так и в подготовительных выработках. Скреперная установка состоит из лебедки 1 с двумя или тремя барабанами, литого скрепера 2 из марганцовистой стали емкостью $0,2-0,6 \text{ м}^3$ и более, головного 3 и хвостового 4 канатов, хвостового 5 и поддерживающих 6 роликов. С помощью хвостового каната скрепер оттягивается на отбитую руду. Затем головной канат, наматываясь на барабан, подтягивает скрепер к рудоспуску 7. Скрепер загружается рудой у места погрузки и разгружается на грохоте 8. Длина скреперования не превышает $50-70 \text{ м}$.

При отработке пологих и наклонных залежей с открытым очистным пространством, а также блоков горизонтальными или слабонаклонными слоями применяют механическую доставку руды, используя автосамосвалы, самоходные вагонетки, бульдозеры, погрузочно-доставочные машины различных конструкций.

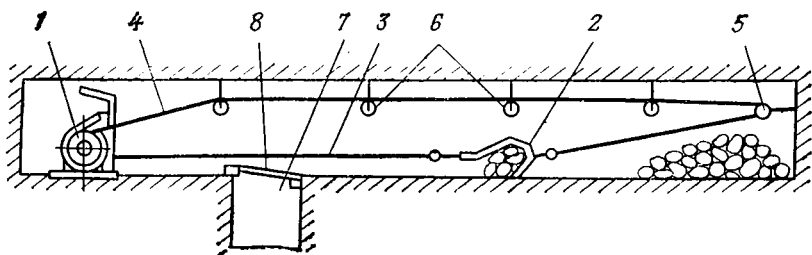


Рис. 119. Схема скреперной установки

Управление горным давлением имеет те же цели, что и при разработке угольных месторождений. Применяются следующие способы управления горным давлением: естественное поддержание очистного пространства путем оставления в очистном пространстве рудных целиков; полное обрушение вмещающих пород в свободном выработанном пространстве или на отбитую руду; искусственное поддержание очистного пространства при выемке руды путем возведения крепи или полной закладки выработанного пространства (гидравлической, твердеющей).

Большинство из перечисленных способов управления горным давлением применяется на угольных шахтах и рассмотрено выше. Однако при разработке рудных месторождений условия их применения и техническое исполнение существенно различны, поскольку иные технология ведения очистных работ, мощность рудных залежей, ценность полезных ископаемых, физико-механические свойства руды и вмещающих пород.

§ 73. Классификация систем разработки рудных месторождений

Классификация систем разработки, применяемых на рудных месторождениях, предложенная проф. В. Р. Именитовым, представлена в табл. 9. Все системы разделены в ней на три класса по признаку способа поддержания очистного пространства при выемке руды.

В I класс входят системы с естественным поддержанием очистного пространства, при которой породы в выработанном пространстве не обрушаются, а очистная выемка включает только отбойку и доставку руды, причем в группе А доставка руды осуществляется механическими средствами, а в группе Б доставка самоотечная.

II класс объединяет системы, при которых предусматривается обрушение руды и вмещающих пород, при этом руда обрушается или принудительно с использованием взрывчатых веществ или же происходит ее самообрушение. Во втором классе системы разработки также делятся на две группы, без деления этажа (группа А) и с делением этажа на подэтажи (группа Б).

Т а б л и ц а 9

Класс	Группа	Система разработки
I. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	А. Система с естественным поддержанием очистного пространства и механической доставкой в нем руды Б. Система с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды	1. Сплошная 2. Камерно-столбовая 3. Этажно-камерная 4. С подэтажной отбойкой 5. С отбойкой из магазина
II. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства)	А. Система этажного обрушения Б. Системы подэтажного обрушения	1. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами 2. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой 3. Этажное обрушение 4. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды 5. Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды
III. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства	А. Система с закладкой Б. Системы с креплением	1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой 5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой 6. С усиленной распорной крепью 7. Со станковой крепью 8. С крепежными рамами

Класс	Группа	Система разработки
	В. Системы с креплением и последующим обрушением	9. Столбовая система с обрушением кровли 10. Слоевое обрушение

III класс систем — с искусственным поддержанием очистного пространства, отличается от I и II классов тем, что кроме отбойки и доставки руды, при очистной выемке добавляется третий процесс: крепление или закладка выработанного пространства, либо и то и другое вместе.

Ниже рассматриваются не все системы разработки, перечисленные в табл. 9, а только те из них, которые имеют наиболее широкое распространение.

§ 74. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)

Сплошная система разработки с самоходным оборудованием. При сплошных системах с открытым выработанным пространством в результате очистной выемки образуются пустоты типа камер. Их не крепят и не заполняют отбитой рудой, а от обрушения вмещающие породы удерживают целиками руды или породы. При добыче ценной руды целики можно заменять искусственными опорами из бетона. В зависимости от конкретных горно-геологических условий применяют несколько разновидностей системы со сплошной выемкой, приведенных в табл. 9. Основным и общим признаком для всех вариантов системы является отработка рудного тела очистным забоем, который перемещается по всей высоте этажа (длине блока или ширине панели) и имеет высоту, равную мощности залежи.

Сплошную систему применяют при разработке горизонтальных или пологих залежей малой и средней мощности (иногда до 20—25 м) с устойчивыми рудой и вмещающими породами. Ее применение эффективно при малоценной руде, а также в том случае, когда кроме рядовой и богатой имеются участки бедной или совсем непромышленной руды. Такие участки в виде нерегулярных целиков оставляют в выработанном пространстве для поддержания вмещающих пород от обрушения (рис. 120).

Подготовка рудного тела к очистной выемке состоит в проведении откаточных штреков I, соединяющих подъемный и вспомогательный стволы, и панельных штреков. Штреки проводят у почвы рудного тела. Для проветривания очистных забоев (вывода исхо-

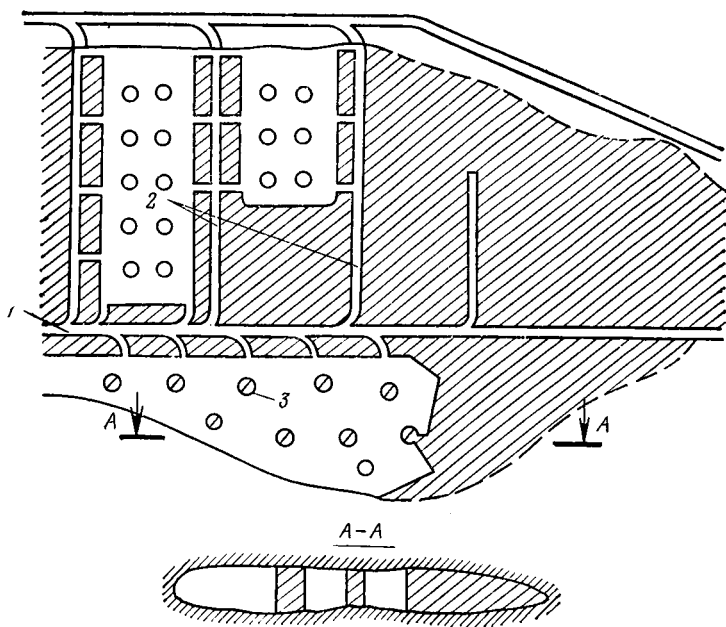


Рис. 120. Сплошная система разработки со сплошной выемкой на пологой залежи

дующей струи) по длинным осям панелей у кровли залежи проводят вентиляционные штреки. Если выемка руды производится от границ рудного тела к откаточному штреку (отступающая выемка), то от него необходимо провести выемочные штреки 2. При перемещении забоя к границам рудного тела (наступающая выемка) очистные работы развиваются широким фронтом непосредственно от откаточного штрека. Параметры системы зависят от глубины ведения работ, мощности залежи, устойчивости вмещающих пород и прочности руды, способа отбойки и доставки ее. Ширина панелей при скреперной доставке — 50—100 м, при применении самоходного оборудования — до 300 м.

Опорные целики 3 для поддержания кровли располагаются регулярно или нерегулярно. Их поперечное сечение — круглое, размеры и расстояние между ними зависят как от площади и расположения участков бедной руды, так и от прочности целиков и пород кровли. Преобладают расстояния 15—20 м и горизонтальные размеры целиков 5—10 м. Ширина ленточных целиков, оставляемых около границ панели, колеблется от 10—15 до 30—40 м.

При разработке залежей с углом падения до 10° создаются благоприятные условия для применения высокопроизводительного самоходного комплекса оборудования. Для бурения шпуров применяют буровые каретки, которые позволяют с одной установки

разбуривать забой на ширину до 4—6 м и высотой до 5—12 м; для зарядания шпуров — самоходные площадки. Для погрузки отбитой руды используют специальные погрузочные машины или экскаваторы с ковшами емкостью до 1 м³. Для подгребки разбросанной руды и зачистки почвы применяют бульдозеры, а для транспортирования руды используют электро- или автосамосвалы, а также самоходные вагонетки. При самоходном оборудовании радиус доставки руды не превышает 600—1000 м.

Проветривание очистных забоев производится за счет общешахтной депрессии. Особенностью в проветривании, по сравнению с угольными шахтами, является необходимость подачи воздуха в выработанное пространство большого объема, в котором может происходить завихрение потока, его движение с малой скоростью и отклонение от забоя. Регулирование струи осуществляется путем установки на сбойках глухих надувных перемычек, навески тяжелого брезента и т. д.

При производстве работ необходимо исключить случаи вывала кусков руды и пород из целиков и кровли. Для этого производят ежесменный осмотр и оборку кровли, при необходимости своевременную установку штанговой крепи. Для осмотра и оборки кровли, а также при бурении шпуров для установки штанг используют самоходные площадки. Передвижение людей разрешается только вдоль линии целиков и забоев.

При разработке маломощных залежей с небольшими размерами и, следовательно, запасами, при углах падения до 35° применяют скреперную доставку руды. В этом случае при горизонтальных и слабонаклонных залежах штреки проводят у почвы пласта, а при больших углах применяют полевую подготовку. При углах залегания свыше 20° переходят от панельной к этажной подготовке. Транспортирование вагонеток с рудой по штрекам осуществляется электровозами.

Преимущества сплошной системы: незначительный объем подготовительных выработок, благоприятные условия для применения высокопроизводительного самоходного оборудования, поскольку обеспечиваются широкий фронт работ и свободное пространство, сравнительно высокие технико-экономические показатели. Недостатки — работа под обнаженной кровлей, что требует особых мер предосторожности, и значительные потери руды в целиках (до 25—35 %).

Дальнейшее совершенствование сплошной системы разработки связано со снижением потерь руды в целиках, заменой их на опорные столбы, возводимые механическими средствами из дешевых материалов; созданием более производительного и надежного самоходного оборудования.

Камерно-столбовая система разработки. Принципиальное отличие камерно-столбовой системы разработки от сплошной системы заключается в систематическом, а не случайном чередовании камер и целиков из руды в виде отдельных столбов (круглых) или

сплошных полос (ленточные целики). Выемку целиков производят в исключительных случаях, если в них осталась богатая руда. При этом приходится возводить бетонные опоры (искусственные целики).

Система получила особенно широкое распространение при разработке калийных месторождений. Калийные месторождения в большинстве случаев имеют ярко выраженный пластовый характер залегания. Однако встречаются и линзообразные залежи невыдержанной мощности и с переменным качеством полезного ископаемого. А некоторые месторождения представлены купольными структурами, штоками и интрузиями.

В СССР основными месторождениями калийных солей являются Верхнекамское, Старобинское (в Белоруссии), Стебниковское и Калуш-Голыньское (в Прикарпатье) и др.

Гидрогеология большинства калийных месторождений характеризуется наличием водоносных горизонтов, которые располагаются непосредственно над соляной толщей, образуя на контакте соляных и покровных пород так называемый рассольный горизонт (Верхнекамское месторождение), или отделены от соляных отложений толщей водонепроницаемых пород (Старобинское месторождение).

На горизонтальных и пологих месторождениях применяют панельную подготовку шахтного поля с проведением выработок преимущественно по пластам полезного ископаемого. При переменном угле падения и сложной гипсометрии пластов распространена полевая подготовка с расположением выработок в подстилающей каменной соли. Первоначально проводят главные штреки, транспортный и вентиляционный, которые делят шахтное поле на два примерно равных крыла. Под прямым углом к ним проводят систему панельных штреков: транспортные — в середине панели и вентиляционные — у ее границ. Ширина панели постоянная и составляет 300—400 м, длина ее зависит от размеров шахтного поля и колеблется в весьма широких пределах (1000 м и более).

Подготовительные выработки, как правило, не крепят. Небольшие затраты на их проведение и почти полное отсутствие затрат на их поддержание значительно облегчают и удешевляют горнопроходческие и эксплуатационные работы на калийных рудниках.

На калийных рудниках Верхнекамского месторождения получил распространение электровозный транспорт, на рудниках Белоруссии — конвейерный для перевозки полезного ископаемого и автомобильный — для доставки оборудования, материалов и людей.

Важнейшим фактором, влияющим на выбор параметров системы разработки, является требование недопустимости нарушения водозащитной соляной толщи. Оставляемые непогашенными междуканальные целики должны иметь такие размеры, которые обеспечивают поддержание этой толщи и исключают возможность возникновения в ней под влиянием разработки опасных деформаций,

которые могли бы привести к появлению водопроводящих трещин. При разработке сильвинитовых пластов (на Верхнекамском месторождении) ширина камер составляет 13—16 м, ширина целика 10—14 м, для карналлитовых пластов соответственно 8 и 18 м. Высота камер в зависимости от мощности пласта и устойчивости кровли колеблется от 3,5 до 12,5 м. Длина камер определяется в основном возможностями средств доставки и составляет 150—200 м. Сильвинитовые пласты отрабатываются без закладки, пласты карналлита — с обязательной закладкой отработанных камер сухими отходами обогатительной фабрики. На Солигорских рудниках ширина камер 8 м, целиков 6 м.

Достоинством камерно-столбовой системы разработки является высокая производительность труда рабочих (до 70 т в смену). Недостаток этих систем — большие потери полезного ископаемого в недрах, достигающие 50% и более.

Камеры (на горизонтальных пластах) в большинстве случаев отрабатывают с применением буровзрывной отбойки и скреперной доставки. При этом по оси камеры от конвейерного до вентиляционного штрека проводят разрезную выработку (рис. 121), из которой бурят короткие шпуры или веерно расположенные скважины. Взрыванием зарядов в этих шпурах или скважинах отбивают калийную соль на всю мощность пласта.

В настоящее время находят применение высокопроизводительные комплексы для механизации очистных, подготовительных и транспортных работ: проходческо-нарезной комплекс ПК-8 и проходческо-добычной комплекс ПК-10. Первый из них предназначен для механизированной нарезки камер и проведения подготовительных выработок по калийной соли и состоит из комбайна ПК-8, бункера-перегрузателя БП-2, самоходной вагонетки 4ВС-10 и передвижного перегружателя ПП-1. В процессе эксплуатации этого комплекса была достигнута сменная добыча 780 т, суточная 2000 т, производительность труда рабочего на выход 390 т. Комплекс ПК-10 предназначен главным образом для очистных работ, а также для проведения выработок на участке.

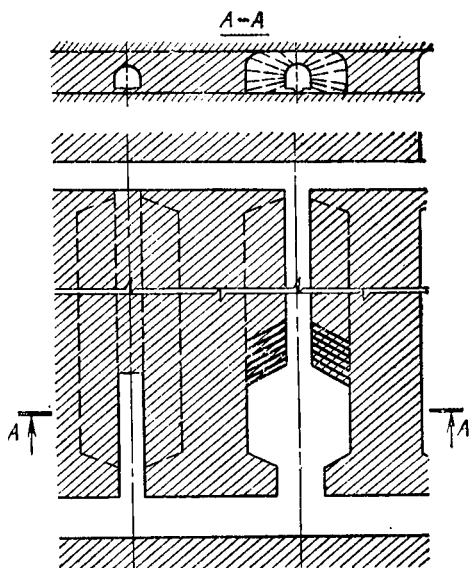


Рис. 121. Отбойка калийной соли в камере

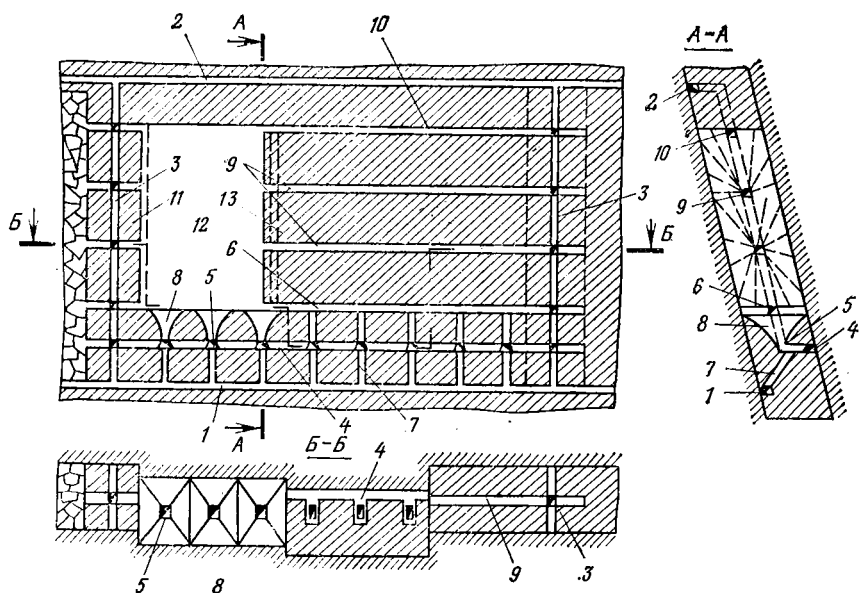


Рис. 122. Система разработки с подэтажной отбойкой руды

На Старобинском месторождении с целью снижения потерь руды и уменьшения ее разубоживания при валовой выемке пласт разрабатывают лавами с применением механизированных комплексов КМК-97. Там, где пласт силвинита разделен пачкой соли мощностью более 0,8—1 м на два слоя, толщина каждого из которых составляет более 0,8 м, производится раздельная (селективная) выемка слоев с обрушением пород кровли.

Система разработки с подэтажной отбойкой руды. При подготовке этаж разделяют на блоки размером по простиранию 50—60 м; по границам блока оставляют междуканальные целики шириной 6—10 м. Блок отрабатывают в две стадии, первоначально вынимают руду в камере, а затем погашают целики.

Подготовительные и очистные работы в блоке ведутся в следующем порядке. Проводят откаточный 1 и вентиляционный 2 этажные штреки, которые располагают по контакту руды с лежащим боком или по пустым породам (рис. 122). Посредине канальных целиков между этажными штреками 1 и 2 проводятся ходовые блоковые восстающие 3. Из этих восстающих на 6—8 м выше откаточного штрека, обычно у висячего бока, проводят штрек горизонта вторичного дробления 4. Через каждые 6—8 м вдоль этого штрека оборудуют камеры вторичного дробления 5, на почве которых укладывают грохоты с расстоянием между колосниками 300—400 мм. Еще выше на 6—8 м от штрека горизонта вторичного дробления посредине рудного тела проводят подсечной штрек 6.

Между откаточным и подсечным штреками через 6—8 м проходят рудоспуски 7, верхнюю часть которых расширяют в воронку 8. Чтобы обеспечить условия для сооружения воронки, подсечной штрек 6 расширяют на всю мощность рудного тела. Через 10—12 м по высоте этажа проводят буровые подэтажные штреки 9 и контрольный штрек 10. Таким образом, этаж в пределах блока разделяется на ряд подэтажей.

Подсечка камер и разделка выпускных воронок под ней обычно опережает отбойку руды в подэтажах на одну-две воронки.

На одном из флангов или посредине камеры между штреками 6 и 10, от горизонта подсечки до уровня кровли камеры, проводят отрезной восстающий 11, который затем расширяют на всю мощность рудного тела. При этом образуется отрезная щель, являющаяся началом камеры 12. Из подэтажных штреков 9 на расстоянии 2—2,5 м от отрезной щели пробуривают веер вертикальных скважин 13, что обеспечивает полное их осушение и высокую надежность взрывания зарядов. Взрывом зарядов в этих скважинах отбивают вертикальный слой руды толщиной 2—2,5 м на всю высоту камеры. Расположение отрезной щели в центре камеры обеспечивает условия для одновременного взрывания скважин с двух ее сторон, что улучшает качество дробления руды. Руда через воронки 8 поступает на грохот горизонта вторичного дробления, мелочь идет в люки откаточного штрека, крупные куски руды дробятся (обычно с помощью ВВ) и тоже пропускаются через грохот на откаточный горизонт. Затем взрывают заряды в следующем веере скважин и т. д., пока забой не дойдет до соседнего междукammerного целика. Этим заканчивается первая стадия работ в блоке.

Вторая стадия работ состоит в отработке целиков, окружающих камеру. Если руда невысокой ценности и не склонна к самовозгоранию, целики разбуривают и обрушают массовым взрывом. При этом теряется до 40—50% запасов руды в целиках из-за попадания в обрушенную руду кусков породы. При высокой ценности руды или склонности ее к самовозгоранию камеру сначала заполняют закладочным материалом, используя, например, самотечную закладку, а затем другой системой разработки погашают целики. Потери сокращаются до 5—10%, но срок отработки целиков и затраты увеличиваются.

Условия применения системы: устойчивая руда и вмещающие породы; крутое залегание рудного тела малой и средней мощности, возможны изменчивые контуры рудной залежи.

Достоинства системы: полное отсутствие крепи в очистном забое, доставка руды собственным весом, хорошее проветривание камеры, высокая производительность труда при выемке камер, сравнительно низкие потери и разубоживание руды.

К недостаткам системы разработки с подэтажной отбойкой руды относятся большой объем подготовительных выработок и низкая эффективность выемки целиков.

§ 75. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)

Системы разработки II класса не предусматривают поддержания выработанного пространства. Отбойку руды производят взрыванием зарядов в скважинах или происходит ее самообрушение под действием горного давления. Доставка руды происходит под влиянием собственного веса. После частичного выпуска на отбитую руду обрушаются вмещающие породы, которые заполняют выработанное пространство. Дальнейший выпуск оставшейся руды происходит под налегающими обрушенными породами.

Система этажного самообрушения. Систему применяют для разработки залежей с углом падения не менее $60\text{--}70^\circ$ мощностью более 20—30 м или же весьма мощных рудных тел с горизонтальным залеганием. Руда при подсечке на значительной площади способна к самообрушению с дроблением на мелкие куски, не должна слеживаться и не быть склонна к самовозгоранию. Преимущественное распространение система разработки получила при добыче бедных руд, подвергающихся массовому дешевому обогащению.

Рассмотрим эту систему применительно к мощной крутой рудной залежи.

Этаж высотой 60—80 м и более делят на блоки. Блоки располагают длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Следовательно, длина их равна мощности залежи. Ширину блока принимают в пределах 30—60 м в зависимости от крепости руды, глубины работ, устойчивости пород.

В связи с высокой производительностью блоков и интенсивной работой подземного транспорта откаточный горизонт готовят по схеме, удобной для организации кольцевой откатки (рис. 123).

Для этого в лежащем и висячем боках залежи проводят полевые откаточные штреки 1, которые с помощью заездов и ортов 2 соединяются между собой. Из орта через 7,5—10 м до горизонта вторичного дробления проходят восстающие 3 с одним-двумя ответвлениями от каждого из них. На вершинах восстающих на горизонте вторичного дробления через 7—10 м проводят штреки скреперования 4 и орты 5 и сооружают камеры грохочения. От этих камер до горизонта подсечки через каждые 4—5 м проводят рудоспуски 6. Кроме того, на горизонте вторичного дробления проводят вспомогательный 7 и вентиляционные 8 штреки. Между откаточным 1 и вентиляционным 9 штреками проводят смотровые восстающие 10, соединяемые горизонтальными выработками с рудным телом. Они служат для контроля за выпуском обрушенной руды. В пределах блока по его углам проходят отрезные восстающие 11 и через 8—12 м выработки горизонтов ослабления 12.

Выработки горизонта вторичного дробления подвержены значительному горному давлению, поэтому их делают небольшого сечения и устанавливают в них усиленную крепь.

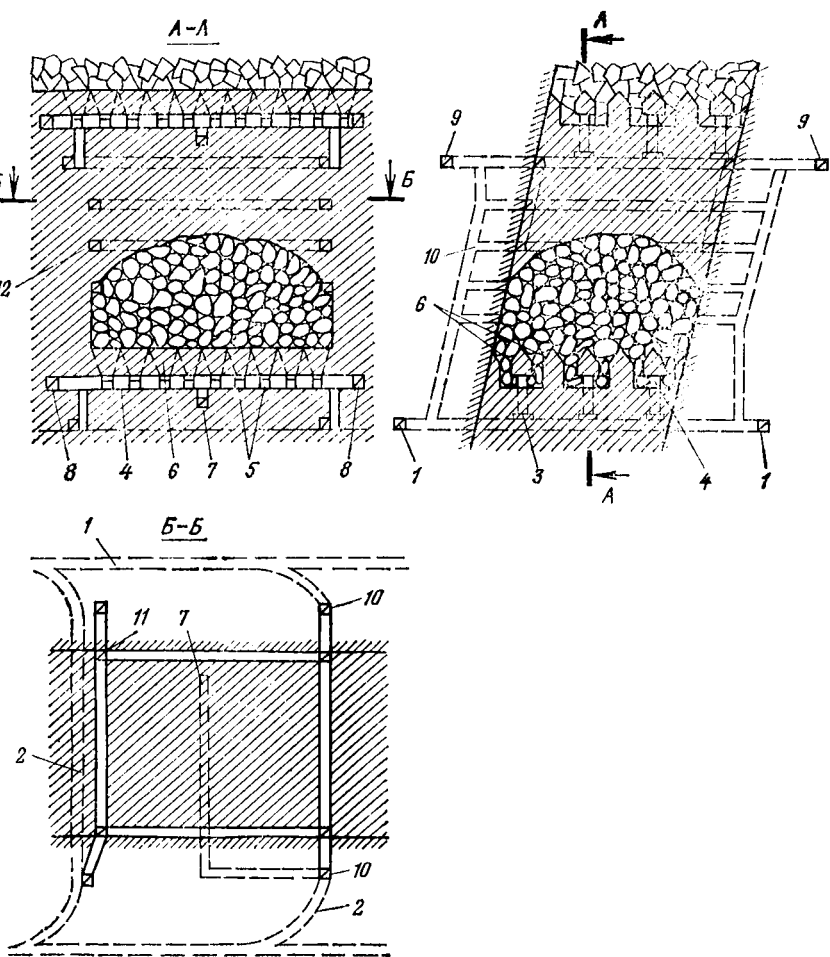


Рис. 123. Система разработки с этажным самообрушением

Очистные работы состоят из подсечки блоков, боковой отсечки блоков и выпуска руды. Подсечка блоков в основании производится на высоту 2—5 м, для того чтобы создать условия для самообрушения руды. Операция эта может выполняться несколькими способами. Один из них заключается в том, что на горизонте подсечки проводят штреки и орты, пересекающиеся обычно под прямым углом. Между ними образуются целики размером 4×3 ; $4 \times 4,5$ м. Эти целики затем разрушают буровзрывным способом.

Боковую отсечку производят для обеспечения обрушения руды по высоте блока. Для этого по углам блока проводят восстающие, а из них через 8—12 м по вертикали — подэтажные горизонтальные

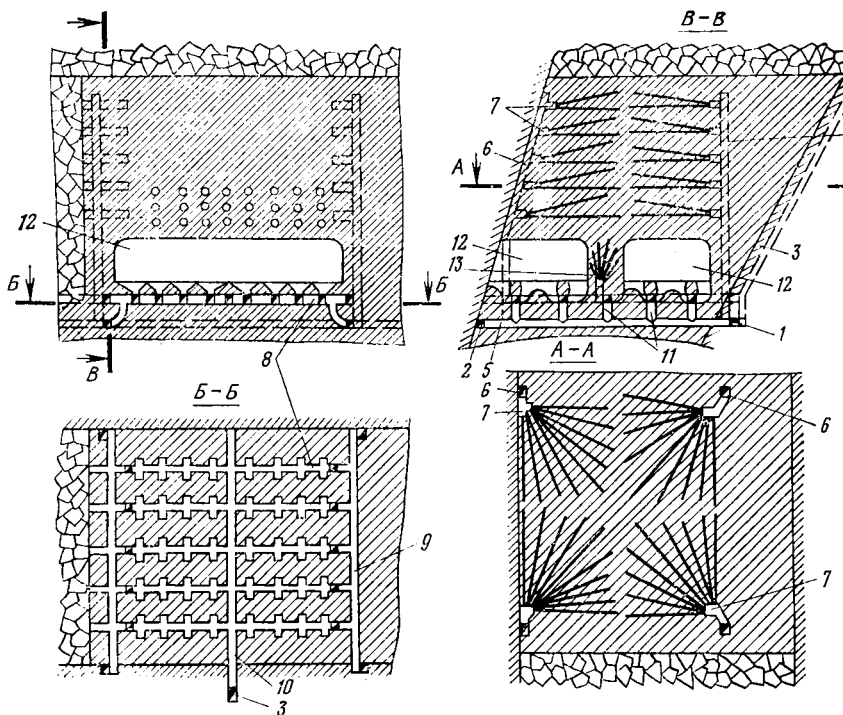


Рис. 124. Система этажного принудительного обрушения руды на горизонтальные компенсационные камеры

выработки (окаймляющие). При этом нарушается связь обрушаемого массива с окружающей его рудой или породами. В случае необходимости для увеличения площади отсечки кровлю горизонтальных выработок дополнительно подрывают на 2—3 м.

Выпуск руды связан не только с процессом ее транспортирования, но является также и средством управления обрушением руды в блоке и регулирования горного давления на выработки горизонта вторичного дробления. От правильного выполнения этой операции зависят полнота извлечения, качество руды и другие показатели системы.

Руда через рудоспуски поступает в штреки скреперования и с помощью мощных скреперных установок доставляется к восстанавливающим и далее на откаточный горизонт, где грузится в вагонетки. Поэтому режим выпуска должен быть таким, чтобы под обрушенным массивом имелось свободное пространство, но высота его не должна превышать 5 м во избежание вывалов крупных глыб, а при обрушении — образования сильной воздушной волны.

Область применения системы постепенно сужается в связи с наличием других, более совершенных систем с принудительным обрушением.

Система этажного принудительного обрушения руды с компенсационными камерами. При данной системе обрушение руды в блоке производится взрыванием зарядов, помещаемых в специально пробуренные для этого глубокие скважины.

Блок готовится примерно по тем же схемам, что и при этажном самообрушении. При системе разработки с принудительным обрушением (рис. 124) не требуется проводить специальные выработки для боковой отсечки блока. Однако для бурения комплекта глубоких скважин (вертикальных или крутонаклонных) необходимо дополнительно проводить горизонтальные буровые выработки (орты, буровые ниши).

Обычная высота этажа 60—80 м; в пологих залежах высота блока ограничивается мощностью залежи. Ширина блока на крутом падении равна мощности залежи, но не более 60—80 м. Длина блока по простиранию 30—100 м.

Блок обрушается сразу на всю высоту, поэтому для размещения дополнительного объема руды, получающегося в результате ее разрыхления, необходимо предварительно создать компенсационную камеру (вертикальную или горизонтальную). На это компенсационное пространство обрушают рудный массив и потолочину.

Очистные работы в блоке заключаются в подсечке блока, бурении глубоких скважин, взрывании зарядов в них и в выпуске руды.

Один из вариантов системы этажного принудительного обрушения на горизонтальные компенсационные камеры приведен на рис. 124. Подготовка блока к очистной выемке заключается в проведении полевого штрека 1 в лежачем боку залежи, рудного штрека 2 по контакту с висячим боком и полевого вентиляционного восстающего 3, соединяющего откаточный штрек с полевым вентиляционным 4 выше расположенного отработанного этажа. Между штреками 1 и 2 проходят откаточные орты 5. По углам блока проводят буровые восстающие 6 с буровыми камерами 7.

На 8 м выше откаточного горизонта оборудуется горизонт скреперования и проветривания, в пределах которого через каждые 8 м проводят штреки скреперования 8. Концы штреков соединены хозяйственными (вспомогательными) ортами 9. Посредине блока пройден вентиляционный орт 10, соединенный с восстающим 3. С откаточными ортами 5 штреки скреперования 8 сбиты рудоспусками 11.

Для компенсации увеличения объема руды и разрыхления ее при отбойке на подсечном горизонте, расположенном выше горизонта скреперования на 6 м, проводят компенсационные камеры 12. Чтобы не происходило преждевременное обрушение рудного массива, между компенсационными камерами оставляют временный поддерживающий целик 13.

Одновременно с подсечкой бурят глубокие горизонтальные и наклонные скважины. Все скважины заряжают в один прием. При взрывании в первую очередь разрушается временный целик 13, затем обрушают массив блока послойно снизу вверх с интервалами

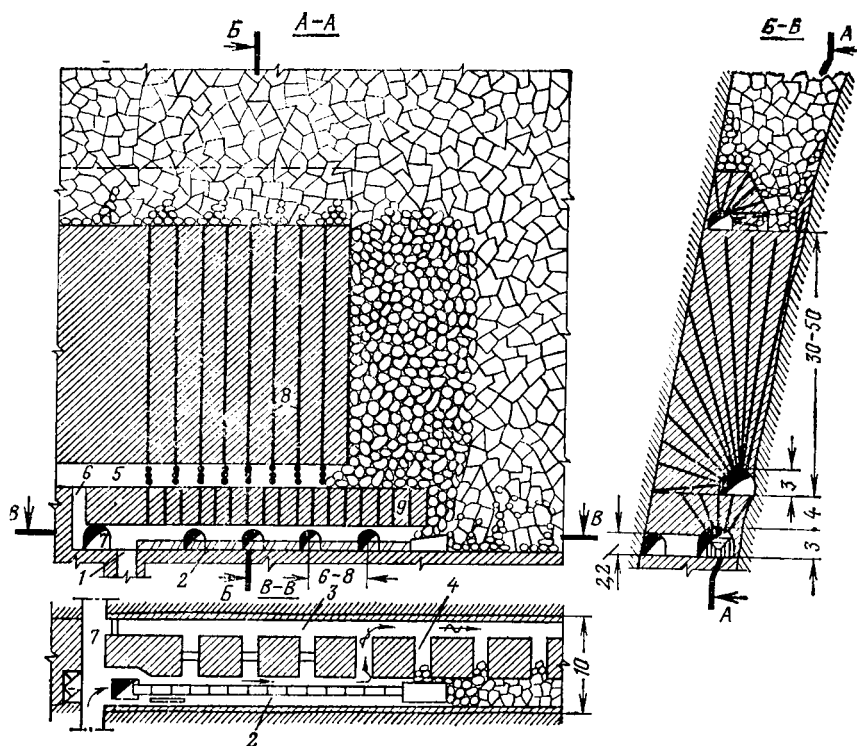


Рис. 125. Система этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском
 1 — рудоспуск; 2 — доставочный; 3 — вентиляционный штреки; 4 — сбойка; 5 — буровой штрек; 6 — ходок на буровой горизонт; 7 — подходной орт; 8 — скважина для отбойки; 9 — предохранительный козырек для доставочной выработки

1—2 с. После проветривания приступают к выпуску руды. Выпуск ведут равномерно по всей площади, что снижает потери и разубоживание руды.

Систему разработки рекомендуют применять в мощных залежах при руде устойчивой или средней устойчивости и ведении горных работ на глубине не более 700 м. При большей глубине трудно управлять обрушением устойчивых пород, увеличивается опасность горных ударов и пр. Руда не должна слеживаться, не быть склонной к самовозгоранию. Угол падения залежи может быть любым, но предпочтительнее более 60° .

Система этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой имеет несколько вариантов. Так, выпуск руды может быть торцовый или донный, отбойка руды — в зажиме или на подконсольное пространство.

Вариант системы с торцовым выпуском руды и отбойкой ее в зажиме предложен Московским горным институтом (проф.

В. Р. Именитовым). Системой этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском называется система с обрушением руды и вмещающих пород, при которой производится сплошная выемка (без компенсационных камер) со скважинной отбойкой руды в зажиме и выпуском ее непосредственно под налегающими обрушенными породами. Выпуск производится через торец доставочной выработки сразу на всю высоту этажа. Над доставочной выработкой оставляется козырек (временный целик), который погашается по мере выпуска руды (рис. 125).

Система применяется для разработки рудных залежей мощностью от 8—10 до 30—40 м с углом падения не менее 70°, при большей мощности залежи угол падения может быть любым; вмещающие породы — средней устойчивости, руда устойчивая или средней устойчивости, не должна слеживаться и самовозгораться.

Параметры системы: высота этажа принимается 45—60 м. Этаж делится на блоки, размеры которых по простиранию 45—60 м, вкрест простирания — равны мощности залежи. Отработка блока производится вкрест простирания, если залежь имеет падение в пределах 45—75°, а ее мощность более 30 м. Отбойка руды в этом случае производится в направлении от лежачего к висячему боку. Если руда имеет пониженную устойчивость, то возможен наклон забоя в сторону массива под углом 70—80°.

В залежах мощностью до 25—30 м блоки располагаются по простиранию (см. рис. 125).

Подготовка блока осуществляется путем проведения от рудопуска 1 доставочного 2 и вентиляционного 3 штреков, соединяемых сбойкой 4. Выше штреков 2 и 3 проводится буровой штрек 5, соединяясь с ними специальным ходком 6. На фланге блока проходится восстающий, из которого разделяется отрезная щель.

После того как в отрезную щель будут обрушены налегающие породы, приступают к отбойке руды. Отбойка руды производится скважинами диаметром 100—150 мм в зажиме. Отбойка в зажиме отличается от обычной отбойки на открытое компенсационное пространство тем, что взрывааемый массив граничит с зажимающим материалом (ранее отбитой рудой или обрушенной породой), а свободного пространства для размещения увеличивающейся в объеме при взрыве руды практически не имеется. Оно образуется за счет уплотнения зажимающего материала. Отбитая в зажиме руда получается более уплотненной, чем при отбойке на открытое пространство. Основным достоинством скважинной отбойки в зажиме является заметное улучшение качества дробления отбитой руды, что положительно сказывается на эффективности процессов выпуска и доставки, повышая в 1,5—2 раза их интенсивность. Руда отбивается вертикальными слоями, толщина слоя при установившемся режиме 8—12 м. Уменьшение ее ухудшает дробление, а увеличение сопровождается переуплотнением руды и значительным выбросом в выработки, соединенные с очистным пространством.

При отбойке используется короткозамедленное взрывание.

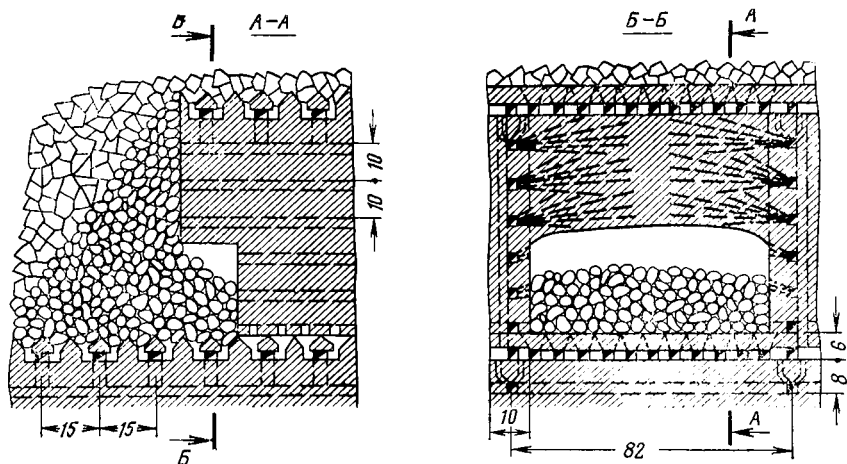


Рис. 126. Этажное принудительное обрушение с отбойкой руды на подконсольное пространство и донным выпуском

На выпуске и доставке руды обычно используют комплексы из вибропитателя и секционного виброконвейера или самоходное погрузочно-доставочное оборудование. негабаритные куски руды дробят на питателе.

Система характеризуется высоким качеством дробления руды и отсутствием трудоемких работ по образованию выпускных и подсечных выработок. Потери и разубоживание руды составляют 10—20 %.

Вариант системы разработки с донным выпуском руды и с отбойкой на подконсольное пространство для отработки мощных залежей представлен на рис. 126. Блок делят на вертикальные секции, которые отработывают последовательно. Секцию полностью подсекают, в основании проходят траншеи или воронки для выпуска руды. Обрушение руды в секции производят постепенно горизонтальными слоями в восходящем порядке. Для этого из выработок соседней секции бурят комплект горизонтальных и наклонных скважин. После каждого взрывания только часть руды (20—25%) выпускают, чтобы создать необходимое свободное пространство для очередного взрывания, но исключить поступление обрушенных пород в подконсольное пространство. В связи с тем, что при отбойке на открытое пространство возможно самообрушение с увеличенным выходом негабаритных кусков руды, применяют отбойку руды в зажиме.

§ 76. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)

Искусственное поддержание очистного пространства возможно путем полной закладки выработанного пространства без возведения крепи, с предварительным возведением крепи и последующим ее

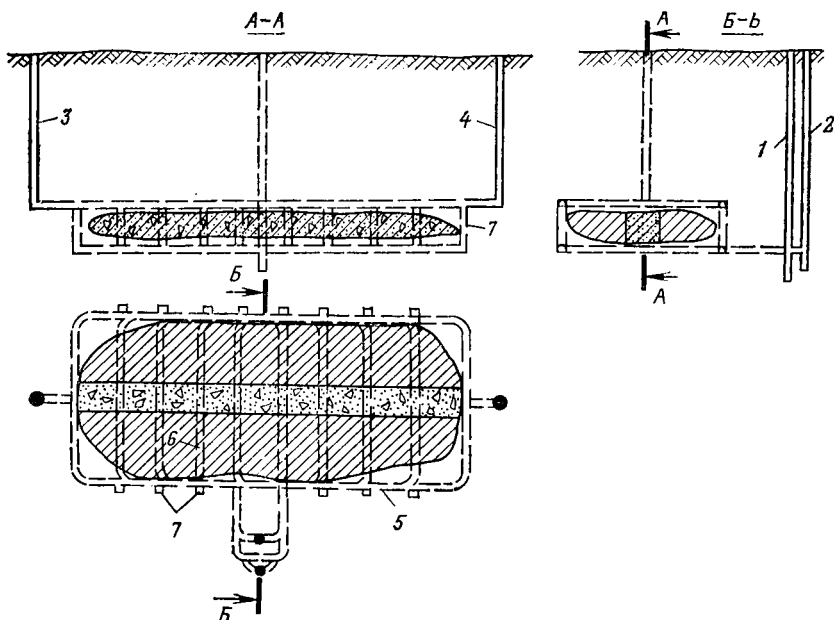


Рис. 127. Вскрытие и подготовка залежи при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой

усилением полной закладкой выработанного пространства и, наконец, с возведением крепи в процессе выемки руды и последующим ее перемещением по мере подвигания забоя, вызывая этим перемещением обрушение вмещающих пород. Два последних варианта поддержания выработанного пространства типичны также и при разработке угольных месторождений, они рассмотрены выше.

Системы принимаются при разработке месторождений ценных руд цветных, редких и благородных металлов, месторождений самовозгорающихся руд, а также при необходимости сохранения земной поверхности и пр.

Система разработки тонких жил с отдельной выемкой применяется при добыче весьма ценных руд жильных крутых месторождений, мощность которых составляет менее 0,4—0,5 м. Этаж высотой 60—80 м делят на блоки размером по простиранию 20—30 м. По границам блоков в закладываемом пространстве сооружают рудоспуски. Каждый рудоспуск разделяется на три отделения: центральное отделение является ходовым, а боковые используются для выдачи руды, для этого они армируются металлическими трубами диаметром порядка 500 мм. Над штреком вынимают полосу руды с подрывкой породы, крепь штрека усиливают и через 4—5 м вдоль штрека оборудуют люки.

Отбойку руды и пустой породы ведут отдельно, используя буровзрывные работы. Руду скрепером доставляют к рудоспускам,

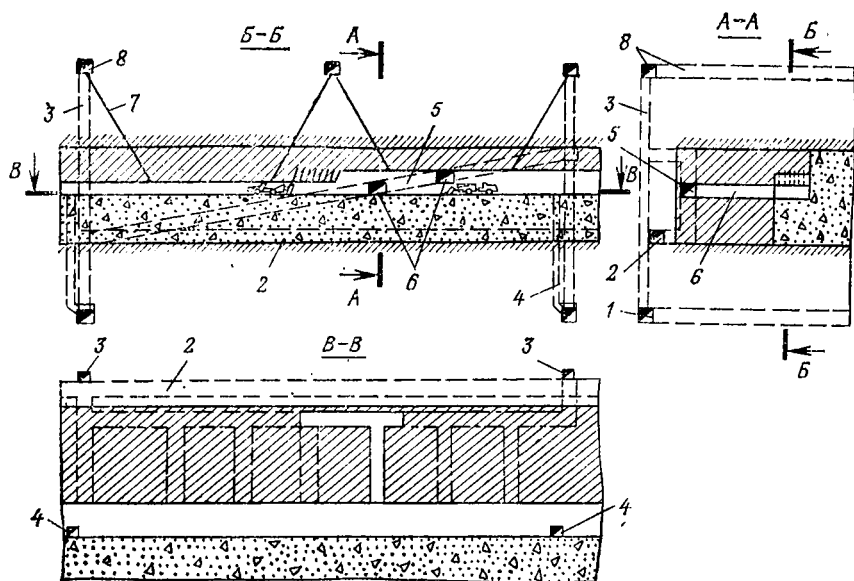


Рис. 128. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой (по В. Р. Именитову):

1 — главный откаточный штрек; 2 — рудный штрек; 3 — вентиляционно-закладочные восстающие; 4 — рудоспуски; 5 — уклон для сообщения со слоями; 6 — заезды на слой; 7 — скважины для подачи закладки; 8 — вентиляционно-закладочные штреки

а порода остается в выработанном пространстве в качестве закладки. Мощность подрываемого слоя пород должна быть такова, чтобы ширина очистного пространства была порядка 0,8—1,2 м. При мощности жил до 0,3—0,4 м получается избыток взорванной породы, которую выдают в штрек через люки. Поэтому она должна состоять из кусков размером не более 250 мм. Закладка располагается нормально к породам лежачего бока, что благоприятствует скреперованию руды.

Для уменьшения потерь отбитой руды на закладку укладывают специальный настил, используя для этой цели старую конвейерную ленту, стальные листы или доски в сочетании с парусиной или пластиком. Система отличается высокой трудоемкостью и в отечественной практике применяется редко.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и самоходным оборудованием. Рассмотрим систему разработки, применяемую в условиях весьма пологой вытянутой залежи мощностью до 40 м; руды крепкие, очень ценные, самовозгорающиеся, вмещающие породы неустойчивые (вариант разработан под руководством проф. Д. М. Бронникова).

Месторождение вскрыто двумя центральными главными стволами 1 и 2 и двумя воздухоотводящими стволами 3 и 4, расположенными

ми на флангах (рис. 127). Подготовка — панельная; главные откаточные штреки 5 проведены полевыми в почве, по контуру залежи. Внутри оконтуренной главными штреками площади через 120—150 м проведены панельные откаточные штреки 6 по условным границам панелей. Вентиляционный горизонт имеет ту же схему подготовки, что и откаточный. Панельные откаточные и вентиляционные штреки соединены блоковыми восстающими 7. Для перемещения самоходного оборудования с каждой стороны залежи проводят уклон от транспортного горизонта до ее кровли, а также рудный штрек по всей длине залежи.

Залежь отрабатывают от центра к флангам, забой пересекает всю залежь по ее длине. Параллельно линии забоя залежь разделяют по всей мощности на вертикальные секции шириной 8—10 м. Секции вынимают горизонтальными слоями. Высота нижнего слоя — 6 м, что позволяет после закладки иметь свободное очистное пространство высотой 3 м. Остальные слои имеют высоту по 3 м.

От рудного штрека в каждой панели для сообщения со слоями проводят уклон, из которого на слои сооружают заезды (рис. 128). Для передачи отбитой руды из слоев на панельные и магистральный откаточные штреки через 16—20 м сооружают рудоспуски, нижняя часть которых располагается в породах почвы, а верхняя выкрепляется в складочном массиве, возводимом по мере выемки руды в слоях секции. Для подачи твердеющей закладки в выработанное пространство слоев секции с вентиляционных панельных штреков бурят скважины диаметром 300 мм.

Отбойка руды в слоях производится с помощью взрывчатых веществ; используется самоходное оборудование, буровые каретки, погрузочно-доставочные машины. Для заполнения выработанного пространства используют твердеющую закладку, приготовленную из дешевых местных материалов.

Система разработки с использованием самоходного оборудования обеспечивает высокую производительность труда (до 60—80 т в смену), малые потери руды (от 1 до 5%) и незначительное ее разубоживание (от 1—3 до 10% за счет подработки вмещающих пород при неправильных контурах залежи). Система получает распространение в широком диапазоне горнотехнических условий, особенно при ценной руде.

§ 77. Выбор системы разработки по технологическим факторам

Системы разработки рудных месторождений должны отвечать тем же требованиям, которые предъявляются и к системам для угольных месторождений: безопасность, экономичность, небольшие потери и разубоживание руды и др. Однако различные системы разработки в зависимости от конкретных горно-геологических условий применения не с одинаковой полнотой отвечают перечисленным выше требованиям. Поэтому необходимо производить выбор одной, лучшей системы разработки из большого их разнообразия. Для

этого необходимо проанализировать факторы, влияющие на выбор системы разработки, которые делятся условно на постоянные и переменные.

Постоянные факторы, которые учитываются в любых случаях: устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения залежи. Переменные факторы, которые накладывают определенные ограничения на возможность применения той или иной системы: склонность руды к самовозгоранию и слеживанию, глубина разработки, охрана недр и земной поверхности и др.

Отбор технически приемлемых систем разработки производится методом исключения, т. е. на первой стадии в результате последовательного анализа постоянных и переменных факторов исключаются из дальнейшего рассмотрения заведомо неприемлемые системы. Из числа оставшихся систем выбираются заведомо лучшие (вторая стадия) по каким-либо одним показателям при постоянстве других. Окончательное решение принимается после экономического сравнения лучших отобранных систем разработки (третья стадия).

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Глава XIII

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

§ 78. Горнотехнические понятия и терминология

При открытой разработке месторождений полезное ископаемое добывают непосредственно с земной поверхности.

Чтобы приступить к разработке неглубоко залегающего пласта, необходимо создать к нему доступ, удалив покрывающую его толщу пустых пород. Для этого проводят различные открытые горные выработки. Горное предприятие, представляющее собой совокупность горных выработок и осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом, называют **карьером**. Карьер, предназначенный для добычи угля, называют **разрезом**.

Месторождение (или его часть), разрабатываемое одним карьером, называют **карьерным полем**. Границами карьерного поля являются поверхности, проходящие через верхний и нижний контуры карьера (рис. 129, а). При этом верхним контуром карьера называют линию пересечения борта карьера с земной поверхностью, а нижним — с плоскостью дна карьера. Дном карьера называется нижняя, обычно горизонтальная, поверхность карьера.

При открытой разработке месторождение разделяют на отдельные горизонтальные слои. Слои вынимают сверху вниз с опереже-

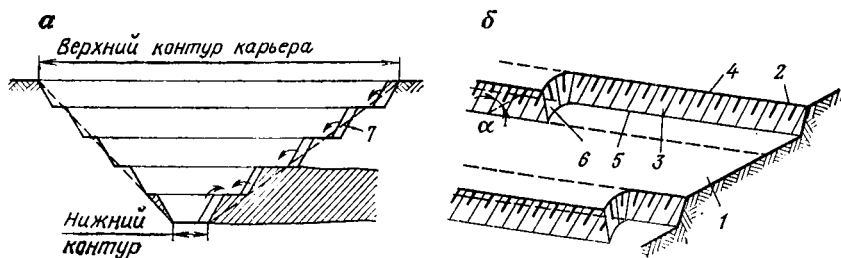


Рис. 129. Элементы уступа и карьера

нием верхнего слоя по отношению к нижнему. Поэтому в процессе разработки карьер приобретает уступную форму.

Горизонтальный слой толщи пустых пород или полезного ископаемого, разрабатываемый самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспортирования горной массы, называют **у ст у - п о м**.

Часть уступа по его высоте, которая разрабатывается самостоятельными средствами выемки, но обслуживается транспортом, общим для всего уступа, называют **п о д у с т у п о м**.

Горизонтальная часть поверхности уступа называется **п л о - щ а д к о й** уступа (рис. 129, б). Различают верхнюю 2 и нижнюю 1 площадки уступа. Кроме того, площадки уступа подразделяются на рабочие и нерабочие. Площадка называется рабочей, если на ней располагается выемочно-погрузочное оборудование. Нерабочие площадки остаются свободными. Наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства, называется **о т к о с о м** 3. Угол наклона откоса уступа к горизонтальной плоскости называется **у г л о м** **о т к о с а**. Углы откосов карьера зависят от многих факторов, в том числе от физико-механических свойств пород и полезного ископаемого, от высоты уступов, времени их стояния и пр. Так, для пород типа глин, песков углы откосов находятся в пределах 25—50°, для глинистых и песчаных сланцев, известняков, песчаников, железных руд — 55—75°, для гранитных пород, кварцевых жил, базальтов — 75—90°. Линия пересечения откоса уступа с его площадкой называется **б р о в к о й** уступа. Различают верхнюю 4 и нижнюю 5 бровки уступа. Торец или откос уступа, являющийся непосредственным объектом горных работ, называется **з а б о е м** 6.

Комплекс площадок и откосов уступов от поверхности земли до подошвы карьера называют бортом карьера 7. Поверхность, проходящую через верхний и нижний его контуры, называют откосом борта карьера.

Уступ разрабатывается последовательными параллельными полосами-заходками. Часть заходки по ее длине, разрабатываемой самостоятельными средствами отбойки и погрузки, называют **б л о к о м**.

Открытую горную выработку, имеющую значительную длину по сравнению с шириной и глубиной, называют **т р а н ш е е й**. Траншея имеет трапециевидное поперечное сечение. Ограничивается она с боков бортами, а снизу почвой.

Наклонная траншея, при помощи которой земная поверхность связывается с рабочими уступами карьера, называется капитальной траншеей. Горизонтальная траншея, предназначенная для создания первоначального фронта работ на уступе, называется разрезной траншеей.

Открытым способом добывают твердые полезные ископаемые, имеющие самые разнообразные формы и залегающие в различных природных условиях. Основные типы месторождений, разрабаты-

Месторождения	Залежи, м	
	горизонтальные и пологие	наклонные и крутые
Весьма малой мощности	До 3—5	15—25
Малой мощности . . .	От 6 до 10—20	От 25 до 50—75
Средней мощности . . .	От 20 до 30—40	От 75 до 100
Большой мощности . . .	Более 40	Более 100

ваемых открытым способом, различают по геометрическим признакам: углу падения и мощности залежи.

Различают горизонтальные, пологие (с углом падения до 10°), наклонные (от 10 до 30°) и крутые (свыше 30°) залежи. Кроме того, выделяют штокообразные и массивные рудные тела, а также залежи в виде складок.

Классификация залежи полезного ископаемого по мощности производится в зависимости от угла ее падения. При этом горизонтальные и пологие месторождения классифицируются по вертикальной, а наклонные и крутые — по горизонтальной мощности (табл. 10).

§ 79. Преимущества и недостатки открытого способа разработки

Открытый способ добычи имеет ряд преимуществ по сравнению с подземным. Основными из них являются:

1. Производительность труда на угольных разрезах значительно выше, чем на шахтах. Поскольку рабочее пространство не стеснено размерами выработок, в разрезах имеются благоприятные условия для применения мощной техники. Работы здесь производятся без применения ручного труда. В результате среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля в 1977 г. составила: на шахтах 53,7 т, на разрезах 454,0 т.

2. Себестоимость добычи 1 т угля ниже, чем при добыче подземным способом. Это обусловлено высокой производительностью труда на базе совершенной комплексной механизации работ.

3. Капитальные затраты, связанные со строительством карьера, в 1,5—2,5 раза меньше затрат на строительство шахты одинаковой с карьером мощности. Меньше и сроки его строительства. Кроме того, карьер быстрее осваивает проектную мощность благодаря возможности широкого развития фронта работ. В карьерах достигается более полная выемка полезного ископаемого. Потери в обычных условиях, примерно в 3 раза ниже, чем на шахтах.

4. Поскольку крепежный лес используется только для вспомогательных целей, его расход не превышает $0,5 \text{ м}^3$ на 1000 т добычи угля против 20—25 м^3 при подземном способе.

5. Условия работы на карьерах более гигиеничны и безопасны, чем на шахтах. Однако поскольку добыча угля производится с применением большого количества машин, взрывных работ и пр., то мероприятия по борьбе с травматизмом в карьерах так же обязательны, как и на шахтах.

Открытым разработкам присущи и недостатки, к числу которых относится, например, их зависимость от климатических условий, особенно в районах с суровым климатом. Под карьерами и отвалами пустых пород пропадают значительные площади земли, которые не могут быть использованы в дальнейшем. Поэтому в соответствии с «Основами земельного законодательства Союза ССР и союзных республик» и «Основ законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» предприятие обязано снимать и хранить плодородный слой почвы в целях использования его для рекультивации земель и повышения плодородия малопродуктивных угодий.

§ 80. Этапы открытой разработки

При открытой разработке месторождения различают следующие основные этапы: подготовка поверхности, осушение месторождения и ограждение его от стока поверхностных вод, вскрытие месторождения, вскрышные и добычные работы, восстановление поверхности (рекультивация). Работы эти начинают в определенной последовательности, а затем ведут одновременно, однако при определенном опережении в пространстве: подготовка поверхности и осушение месторождения опережают вскрышные работы, а вскрышные работы, в свою очередь, опережают добычные и т. д.

Подготовка поверхности. Прежде чем приступить к разработке месторождения открытым способом, необходимо провести ряд подготовительных работ, связанных с удалением искусственных и естественных препятствий, мешающих разработке: вырубить лес, отвести поверхностные воды и осушить водоемы, снести здания и сооружения на площади карьера, подготовить место для отвалов пустых пород, подвести к карьеру железную и шоссейные дороги, построить производственные, служебные и жилые помещения, обеспечить предприятие электроэнергией и т. д.

Осушение месторождения. Для придания большей устойчивости откосам уступов и предотвращения оползней бортов карьеров, создания благоприятных условий для работы машин и транспортных средств, а также безопасных условий труда необходимо осушить месторождение.

В карьеры вода поступает из водоносных горизонтов месторождения, а также при атмосферных осадках в виде дождя или снега. Существуют два вида осушения месторождений: предварительное и текущее. Предварительное осушение производят до начала разработки. Оно предназначено для понижения уровня подземных вод и осушения участков, подлежащих разработке в первую очередь.

Текущее осушение проводят одновременно с разработкой месторождения.

Применяют поверхностный и подземный способы осушения. Поверхностный способ используют в том случае, когда водоносный горизонт и горизонт грунтовых вод находятся близко от поверхности. Канавы, при помощи которых дренируется вода, имеют сравнительно небольшую глубину. Располагают их так, чтобы они охватывали карьер с трех сторон. Вода по системе дренажных канав собирается в котлован-водосборник и откачивается насосами на поверхность, а при благоприятном рельефе местности сбрасывается самотеком.

Если водоносные горизонты залегают глубоко от поверхности, то осушение производят подземным способом, заключающимся в проведении по угольному пласту (реже по пустым водоносным породам) сети дренажных штреков и скважин-фильтров. Штреки с поверхностью сообщаются через штольни или стволы. Сдренированная вода сбрасывается за пределы карьера самотеком или откачивается насосами.

Кроме канав и дренажных штреков, для осушения применяют забивные и сквозные фильтры, водопонизительные скважины, оборудованные специальными глубинными насосами. Забивной фильтр представляет собой металлическую трубу диаметром 35—45 мм с системой отверстий на нижнем конце. Труба вставляется в скважину, пробуренную до встречи с водоносным слоем. Вода из осушаемого массива попадает через отверстия фильтра в скважину и затем откачивается. Длина забивных фильтров не превышает 12—15 м. Расстояние между фильтрами составляет 25—50 м и зависит от характера водоносного горизонта, водопритока и интенсивности водоотдачи.

Восстановление поверхности (рекультивация). После отработки запасов месторождения большие площади земель становятся мало пригодными для использования. Для восстановления их плодородия, чтобы поверхность стала пригодной для сельского хозяйства и других целей, необходимо произвести планировку отвалов, нанести на них почвенный слой, предварительно снятый при вскрышных работах, размещенный и хранимый в специальном отвале.

§ 81. Вскрышные и добычные работы. Средства механизации

В настоящее время различают два основных способа разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом: экскаваторный и гидравлический. Первый способ универсален, он основан на применении различных выемочных машин, транспортных средств и способов рыхления пород и полезного ископаемого. Второй способ, основанный на использовании энергии струи воды, которая выбрасывается из гидромонитора, находит весьма ограниченное применение на вскрышных работах, лишь при породах, легко поддающихся размыву и транспортированию водой.

Независимо от применяемого способа на карьерах выполняют вскрышные и добычные работы.

Вскрышные работы заключаются в удалении пустых пород, покрывающих полезное ископаемое, в результате чего открывается доступ к месторождению. Вскрышные работы начинают от разрезной траншеи.

Пустые породы, которые приходится удалять при вскрышных работах, называются вскрышными. Объем вскрышных работ зависит от глубины разработки пласта. Однако трудоемкость разработки угольного месторождения определяется не только абсолютным, но и относительным объемом вскрышных работ, который характеризуется коэффициентом вскрыши. Под коэффициентом вскрыши понимается отношение полного объема вскрышных пород в кубических метрах, подлежащих удалению со всего карьерного поля, к промышленным запасам полезного ископаемого в тоннах, извлекаемых в пределах того же поля.

При постоянной мощности пласта коэффициент вскрыши растет с увеличением мощности покрывающих пород. Следовательно, повышается трудоемкость работы. Наступит момент, когда окажется целесообразным дальнейшую разработку данного месторождения производить не открытым, а подземным способом.

Глубина, при которой себестоимость добычи 1 т угля открытым или подземным способом будет одинаковой, является границей открытой разработки или предельной глубиной карьера. Предельной глубине карьера соответствует предельный коэффициент вскрыши.

Следует отметить условность границы между открытыми и подземными работами. С развитием техники и изменением технологии добычи угля изменяются стоимостные показатели, что отражается на значении предельного коэффициента вскрыши.

Добычные работы, т. е. работы по извлечению полезного ископаемого, производят после того, как в результате вскрышных работ будет обнажено полезное ископаемое и будет пройдена по нему разрезная траншея.

Вскрышные и добычные работы включают следующие процессы: подготовку горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы из забоев на поверхность, отвальные работы для складирования вскрышных пород и складские работы для полезного ископаемого.

Подготовка горных пород к выемке, т. е. разупрочнение пород перед выемкой, которое выражается в разделении массива различными способами на части, удобные для последующей выемки и погрузки, производится при помощи буровзрывных работ или непосредственно экскаваторами.

Буровзрывные работы применяют на породах средней крепости или крепких. При помощи станков ударного или вращательного бурения пробуривают один или два ряда скважин. Диаметр скважин на вскрышных работах 150—200 мм, в угольных забоях 100—120 мм.

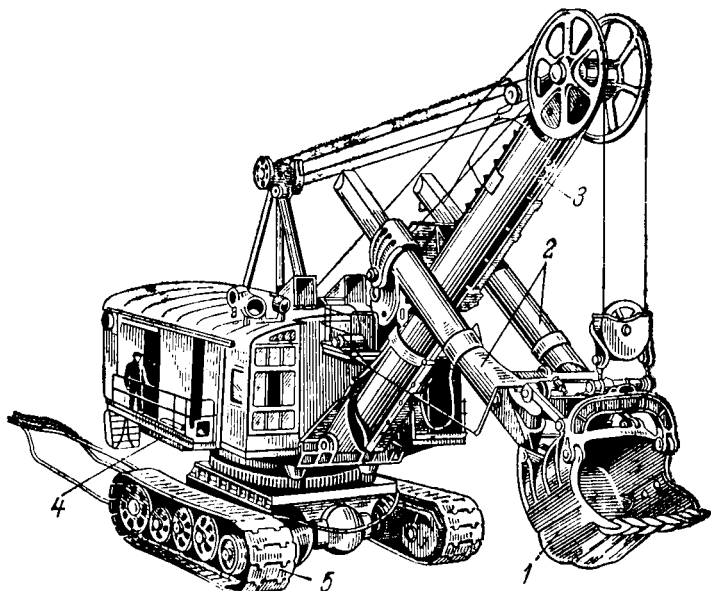


Рис. 130. Экскаватор типа прямой механической лопаты
1 — ковш; 2 — рукоять; 3 — стрела; 4 — корпус экскаватора; 5 — гусеничный ход

В отдельных случаях, например, при рыхлении мерзлоты в кровле или в откосе вскрышных уступов, применяют мелкошпуровой метод.

В качестве взрывчатого вещества используют аммонит. При заряджании скважин применяют колонковые заряды. Взрывают заряды главным образом при помощи детонирующего шнура.

В результате взрыва порода или уголь должны раздробиться на куски, размер которых определяется емкостью ковша экскаватора, емкостью и прочностью вагонов, требованиями потребителя и пр. негабариты дополнительно дробят мелкошпуровым методом или накладными зарядами.

Выемка рыхлых и мягких пород производится непосредственно экскаваторами. В этом случае выемка и погрузка сливаются в один процесс — выемочно-погрузочные работы.

Погрузка горной массы производится экскаваторами. Экскаваторы, применяемые в карьерах, разделяются на одноковшовые и многочерпаковые.

Важнейшие типы одноковшовых экскаваторов — механическая лопата и драглайн. У механической лопаты (рис. 130) ковш жестко скрепляется с рукоятью. У драглайна (рис. 131) ковш подвешивается к стреле на стальном канате. Для добычи угля применяют экскаваторы с ковшом емкостью от 2 до 8 м³, а вскрышные работы производят главным образом экскаваторами с ковшом емкостью от 4 до 35 м³ (ЭКГ-8; ЭВГ-35/65; ЭШ-15/90 и др.).

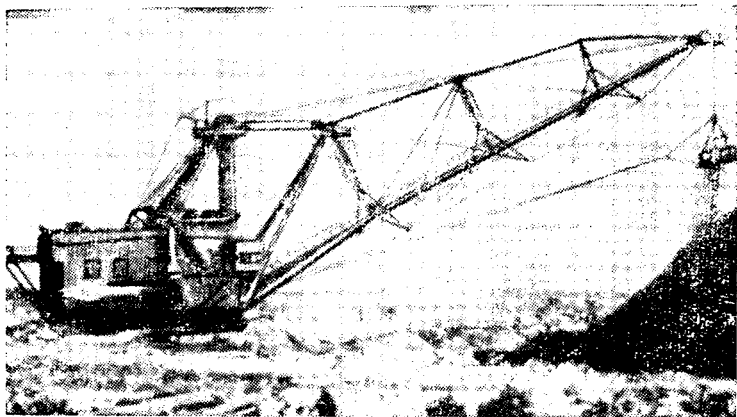


Рис. 131. Экскаватор ЭШ-15/90

Важнейшими типами многочерпаковых экскаваторов являются цепные и роторные (рис. 132), работа которых основана на поточности всего комплекса производственных процессов (выемки, транспортирования, разгрузки и отвалообразования). Однако применение многочерпаковых экскаваторов возможно только при породах рыхлых или сыпучих, не требующих рыхления взрывными работами (пески, суглинки, глины, бурый уголь).

Многочерпаковые экскаваторы по сравнению с одноковшовыми отличаются более высокой производительностью и меньшим расходом энергии на экскавацию 1 м^3 грунта. Конструкция многочерпаковых экскаваторов позволяет использовать их совместно с высокопроизводительными транспортными средствами: ленточными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами.

Применение многочерпаковых роторных экскаваторов позволяет производить раздельную выемку угля и породы при разработке сближенных пластов или пластов сложного строения, что снижает потери угля и руд, а также разубоживание их.

Крупным недостатком многочерпаковых экскаваторов является сезонность их работы, что особенно ощутимо при работе в северных и восточных районах Советского Союза, отличающихся суровым климатом и непродолжительным летним периодом. В этих условиях вскрышные работы должны производиться таким образом, чтобы к концу сезона были вскрыты запасы угля, достаточные к выемке в течение всего зимнего периода.

Транспортирование породы и угля является одним из важнейших технологических процессов при открытой разработке месторождений ввиду огромного количества перемещаемой горной массы.

На карьерах Советского Союза получил распространение железнодорожный, автотракторный, конвейерный и гидравлический транспорт, а также бестранспортное перемещение породы в отва-

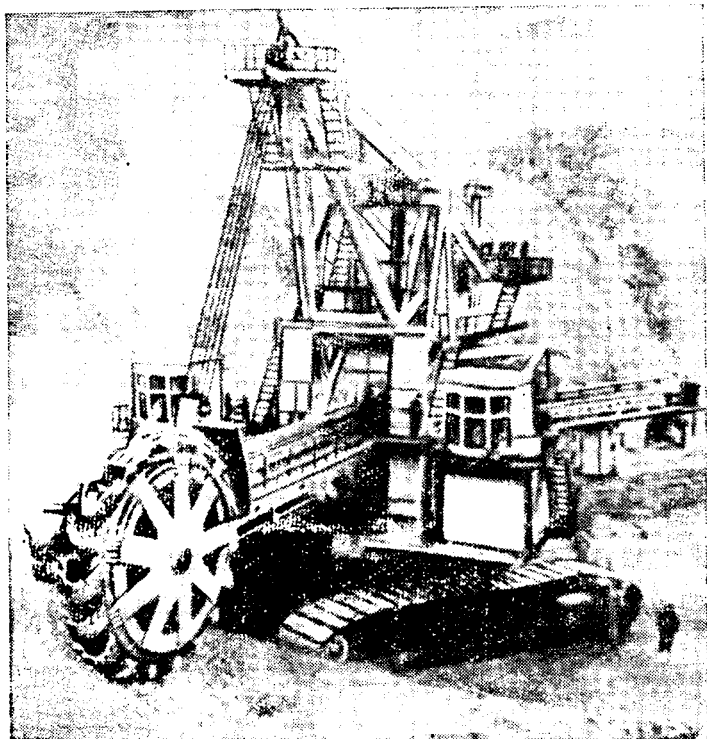


Рис. 132. Роторный экскаватор ЭР-1250-16/1,5Д

лы. Основное значение на открытых разработках имеет железнодорожный транспорт, обеспечивающий достаточно высокие технико-экономические показатели при больших грузооборотах и расстояниях перевозки.

Подвижной состав карьерных железных дорог состоит из локомотивов и вагонов. В качестве локомотивов используются паровозы и электровозы различных марок сцепным весом до 150 тс, тепловозы и тяговые агрегаты со сцепным весом до 240—320 тс. Вагоны применяют трех типов: самосвалы (думпкары), с донной разгрузкой (хопперы) и с глухим кузовом (гондолы).

Думпкар снабжен автоматически опрокидывающимся на бок кузовом. Опрокидывание кузова и возвращение его в первоначальное положение осуществляются сжатым воздухом непосредственно с локомотива. Грузоподъемность думпкаров 40—50 т. За последние годы созданы шестиосные думпкары грузоподъемностью до 180 т. Думпкары применяют для перевозки как полезного ископаемого, так и вскрышных пород. Хопперы, как и вагоны с глухим кузовом, используются главным образом для перевозки угля.

При железнодорожном транспорте имеет большое развитие путевое хозяйство. Железнодорожные пути в забоях и на отвалах систематически перемещают по мере подвигания фронта работ. Поперечное перемещение этих путей производится механическими средствами: путевыми кранами, путепередвигателями прерывного и непрерывного действия. Путевые краны перемещают путь по частям, отдельными звеньями; путепередвигатели перемещают его без разборки.

При автомобильном транспорте перевозка осуществляется автосамосвалами грузоподъемностью 5—40 т и более.

Конвейерный транспорт применяют главным образом для перемещения угля от забоя до погрузочных бункеров, расположенных на поверхности, а также некрепких пород от забоя в отвал. Достоинства конвейерного транспорта: непрерывность транспортирования, большая производительность, способность перемещать материал под большим углом наклона, а также сравнительная простота автоматического управления и контроля.

Добытый уголь транспортируется на обогатительную фабрику или потребителям, вскрышные породы отвозятся в отвалы. Отвалом называют породную насыпь, которая образуется в результате планомерного размещения пустой породы. Совокупность процессов по приемке и размещению вскрышных пород в отвалы называют отвальными работами. Отвалы бывают внутренние и внешние. Внутренние отвалы располагаются в выработанном пространстве данного карьера, внешние — за его пределами.

Внутренние отвалы возможны при разработке месторождений с углами падения пластов не более 12° , вынимаемых сразу на всю мощность. Во внешние отвалы порода размещается при разработке наклонных и крутых пластов с постепенным развитием горных работ в глубину, а также в начальный период разработки горизонтальных пластов до образования выработанного пространства необходимой емкости.

Для перемещения породы во внутренние отвалы применяют мощные драглайны с емкостью ковша 25—80 м³ и длиной стрелы до 100 м (ЭШ-25/100, ЭШ-80/100), механические лопаты с емкостью ковша 35 м³ и длиной рукояти до 65 м (экскаватор ЭВГ-35/65, ЭВГ-100/70). Для образования внутреннего отвала применяют и специальные транспортно-отвальные мосты с установленными на них высокопроизводительными ленточными конвейерами. Они работают в сочетании с многочерпаковыми экскаваторами и поэтому могут применяться только при разработке мягких сыпучих пород и при благоприятных климатических условиях.

Консольные отвалообразователи имеют большие рабочие параметры и высокую производительность. Так, отвалообразователь ОШР-225/11 200 имеет длину отвальной консоли 225 м, обеспечивает максимальную высоту отсыпки до 83 м и производительность по разрыхленной породе 11 200 м³/ч. Складирование породы в отвал консольными отвалообразователями отличается большой простотой

и экономичностью. Комплекс обеспечивает поточную технологию работ, которые сравнительно легко могут быть полностью автоматизированы от забоя до отвала включительно.

При железнодорожном и автомобильном транспорте порода вывозится во внешние отвалы. Последние обычно располагают на безугольных площадках вблизи карьерного поля. Работу на отвале начинают с образования первоначальной насыпи при помощи одноковшового экскаватора (чаще драглайна). На образовавшуюся насыпь настилают рельсовые пути, по которым затем подаются вагоны с породой. При разгрузке вагонов часть породы скатывается под откос, а другая часть остается около пути, образуя своеобразный гребень. Эта порода сбрасывается под откос отвальными плугами или дальнейшее развитие отвала осуществляется механическими лопатами, которые производят повторную перевалку породы.

§ 82. Вскрытие месторождения

Вскрытие месторождения или карьерного поля производят с целью создания транспортной связи между действующими забоями и пунктами разгрузки полезного ископаемого и вскрышной породы на земной поверхности.

Карьерное поле вскрывают при помощи капитальных траншей, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению, и разрезных траншей, подготавливающих карьерное поле к разработке. Капитальные траншеи могут быть внутренними и внешними. Внутренние траншеи располагаются внутри контура карьера, на его бортах; внешние — за пределами его контура. Месторождение можно вскрывать различными способами, выбор которых зависит от целого ряда факторов: условий залегания угольного пласта (глубины залегания, мощности, угла падения); рельефа местности, размеров и формы карьерного поля, степени обводненности месторождения; условий привязки карьера к внешней сети железных дорог и т. д.

Условия залегания угольного пласта влияют на выбор способа транспортирования вскрышной породы в отвалы и места расположения последних. Рельеф местности часто предопределяет место расположения внешнего отвала, а также трассу и положение капитальных траншей. Капитальные траншеи стараются располагать в породах наиболее устойчивых и менее обводненных.

Вскрытие может осуществляться отдельными, групповыми и общими капитальными траншеями, а также подземными выработками: штольными, наклонными и вертикальными стволами.

Вскрытие каждого уступа отдельной (внутренней или внешней) траншеей применяют при разработке неглубоких месторождений с горизонтальным или пологим залеганием пластов. При числе уступов не более трех применяют внешние траншеи, при большем числе уступов — внутренние.

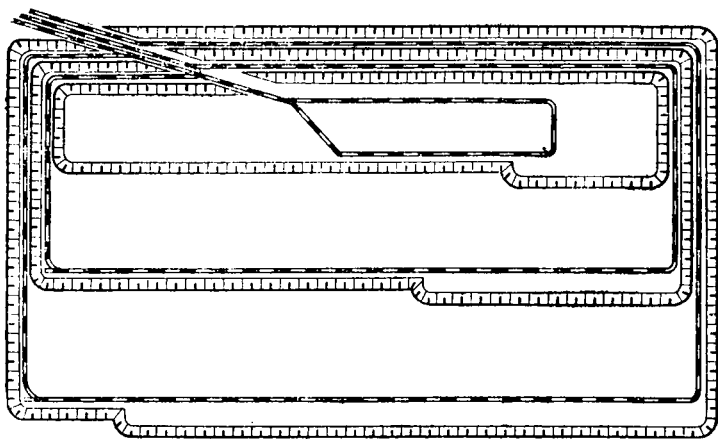


Рис. 133. Вскрытие карьерного поля одной общей траншеей

Сущность вскрытия групповыми траншеями заключается в том, что на группу из двух-трех уступов при общем их числе до четырех-шести проводят одну внешнюю или внутреннюю траншею. Одна групповая траншея обеспечивает вскрытие породных, другая — добычных уступов. Этот способ применяют при разработке горизонтальных и пологих пластов большой мощности, залегающих на значительной глубине.

Вскрытие всех уступов карьера одной общей траншеей применяют при разработке глубоких месторождений или месторождений, располагающихся на косогорах (рис. 133).

В зависимости от конкретных условий применяют различные способы проведения траншей: транспортный — с перевозкой породы на отвал, бестранспортный — с размещением породы на бортах траншей, комбинированный.

При транспортном способе проведения траншей широко применяют механические лопаты в сочетании с автосамосвалами или конвейерным транспортом. Автосамосвалы к экскаватору подают или по кольцу (рис. 134, а) или с тупиковым разворотом (рис. 134, б). Использование самосвалов возможно в траншеях, ширина подошвы которых находится в пределах 20—25 м.

Возможно проведение траншей сплошным забоем с верхней погрузкой, когда средства транспорта (железнодорожные составы) располагаются на борту траншей. При этом механические лопаты должны иметь большие размеры рабочего оборудования.

Бестранспортный способ проведения траншей возможен при использовании драглайна, который в зависимости от его размеров, а также глубины и ширины траншей располагают по оси забоя траншеи (рис. 134, в) или на борту. Разгрузка породы может производиться на один или оба борта траншеи. Если проводят траншеи

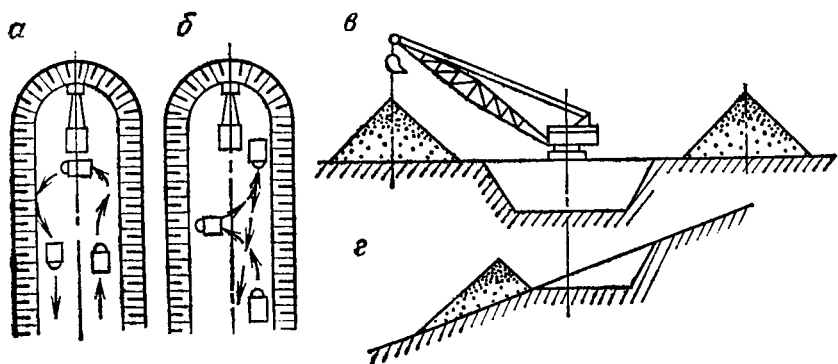


Рис. 134. Схемы проведения траншей сплошным забоем

малой глубины или полутраншей на косогорах (рис. 134, г), то обычно применяют механические лопаты.

Комбинированный способ характеризуется применением транспортного и бестранспортного способов для выемки породы, например, драглайн разрабатывает первую часть с размещением породы на одном из бортов траншеи, а механическая лопата — другую часть — обычно с нижней погрузкой в средства транспорта.

§ 83. Системы разработки и их элементы

Под системой открытой разработки угольных месторождений понимается установленный порядок выполнения вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ на уступах рабочих горизонтов.

Применяемая система разработки считается эффективной, если она обеспечивает плановую производственную мощность карьера, минимальные потери угля, низкую себестоимость угля, высокую производительность оборудования и безопасные условия работ.

Существуют следующие системы открытой разработки (по классификации проф. Е. Ф. Шешко):

I. Класс систем с поперечным перемещением вскрышных пород из забоя во внутренние отвалы (рис. 135, а);

II. Класс систем с продольным (вдоль фронта уступа) перемещением вскрышных пород во внутренние или внешние отвалы (рис. 135, б);

III. Комбинированные системы, соединяющие в себе в пределах одного карьера системы I и II классов (рис. 135, в).

Системы с поперечным перемещением пород и комбинированные системы разработки применяют при наличии соответствующего оборудования и при возможности организации отвалов в выработанном пространстве, главным образом на горизонтальных и пологих залежах.

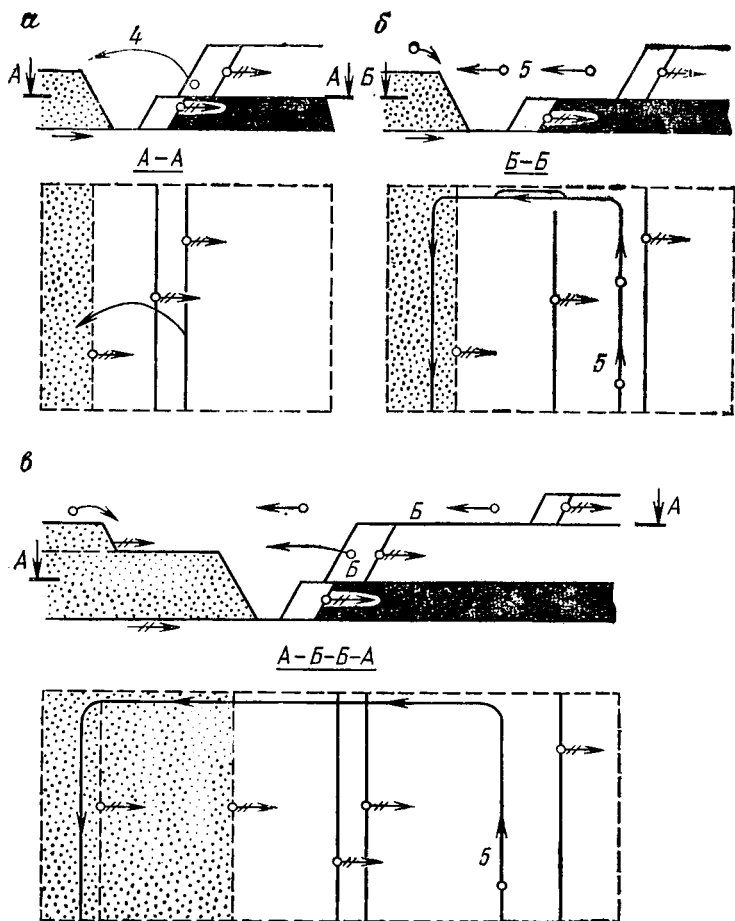


Рис. 135. Принципиальные схемы систем разработки (по классификации проф. Е. Ф. Шешко)

Системы II класса при перевозке породы во внешние отвалы более сложны в техническом отношении и менее экономичны. Однако здесь транспортирование породы происходит вдоль уступов, а потому не ограничивает размеров карьера. Параметры системы оказываются независимыми от рабочих размеров оборудования. В силу этого система с перевозкой породы во внешние отвалы нашла широкое применение на практике и является единственно возможной при разработке наклонных и крутых залежей и залежей на косогорах, когда внутреннее отвалообразование исключается.

В последние годы проф. В. В. Ржевский предложил новую более совершенную классификацию систем разработки, в основу ко-

торой положены горногеологические и геометрические предпосылки, характеризующие сущность технологии открытых горных работ. Так, система разработки и структуры комплексной механизации взаимосвязаны. По степени взаимной зависимости вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ различают системы разработки: *з а в и с и м ы е*, *п о л у з а в и с и м ы е* и *н е з а в и с и м ы е* во времени и пространстве при выполнении перечисленных работ. В этой связи выделяют системы разработки *с п л о ш н ы е*, *у г л у б о ч н ы е* и *с м е ш а н н ы е* (углубочно-сплошные), которые характеризуются постоянным или переменным положением рабочей зоны.

Системы разработки органически связаны с развитием горных работ по отношению к контуру карьерного поля. В этой связи по направлению перемещения фронта вскрышных и добычных работ в плане различают следующие системы разработки: продольные, поперечные, веерные и кольцевые.

Основными параметрами систем разработки являются: высота уступа, ширина заходки и забоя, длина блока, ширина рабочей площадки, фронт работы, годовое подвигание, годовое понижение горных работ.

Высоту уступа обычно устанавливают в соответствии с рабочими размерами экскаватора. Однако при этом следует стремиться к тому, чтобы каждый уступ был нарезан в толще однородных пород. По породе уступы обычно имеют высоту от 10 до 15 м. Высота уступа по углю зависит от мощности пласта и может составлять 3 м и более. В отдельных случаях уступ по высоте делят на подуступы. Отрабатывают уступы отдельными полосами, или заходками. Длина заходки равна длине уступа. Ширина заходки равна ширине забоя. Ширина забоя при использовании механических лопат равна радиусу их черпания, а при работе драглайна определяется принятым углом поворота стрелы.

Заходка может разделяться на части, которые носят название блоков. Длина блока принимается в пределах от 300 до 500 м. Каждый блок разрабатывается своим экскаватором, бурильным станком и т. д. Это обеспечивает быструю отработку заходки, увеличивает фронт работ и производственную мощность карьера.

Рабочая площадка предназначена для размещения горнотранспортного оборудования. Ширина рабочей площадки составляет от 25—30 до 100—130 м. Меньшие размеры относятся к разработкам в скальных породах при автомобильном и конвейерном транспорте.

ЧАСТЬ ПЯТАЯ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Глава XIV

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ НА ПРИМЕРЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

§ 84. Общие вопросы проектирования

Для добычи полезных ископаемых горные отводы предоставляются в бесплатное пользование в порядке, устанавливаемом законодательством Союза ССР. Недра разрешается использовать лишь в соответствии с целями, для которых они предоставлены, и при этом должны быть обеспечены:

полнота геологического изучения; рациональное, комплексное использование и охрана недр;

безопасное для работников и населения ведение работ, связанных с использованием недрами;

охрана атмосферного воздуха, земель, лесов, вод и других объектов окружающей природной среды, а также зданий и сооружений от вредного влияния работ, связанных с использованием недрами;

сохранность заповедников, памятников природы и культуры от вредного влияния работ, связанных с использованием недрами;

приведение земельных участков, нарушенных при пользовании недрами, в безопасное состояние, а также в состояние, пригодное для использования их в народном хозяйстве.

Современная шахта является крупным горным предприятием, стоимость строительства которого определяется десятками и даже сотнями миллионов рублей.

Началу строительства шахт предшествует разработка проектов специализированными государственными проектными институтами — (гипрошахтами), расположенными в различных городах (Ленинград, Донецк, Харьков и др.), а также Главшахтопроектом и Центрогипрошахтом (Москва). При выполнении проектов гипрошахты могут в порядке кооперации привлекать специализированные проектные организации. Гипрошахты являются хозрасчетными организациями. За выполненные проектные работы институты получают средства от заказчиков проекта. Заказчиками являются министерство, ведомства или производственные объединения.

Основным исходным документом для планирования работ по проектированию является пятилетний план, разрабатываемый и утверждаемый по министерству, который предусматривает сроки

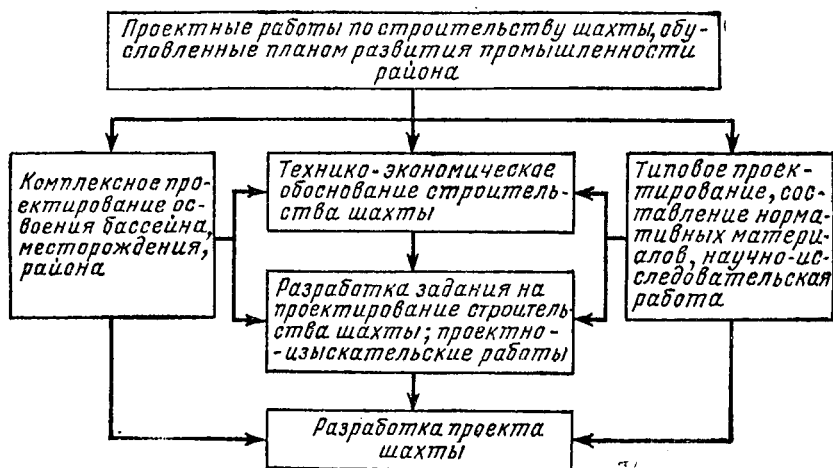


Рис 136. Порядок проектирования шахты

освоения новых угольных бассейнов (районов, месторождений), сроки закладки и ввода в эксплуатацию нового шахтного фонда, сроки и объемы реконструкции действующего фонда.

Проектирование горнодобывающих предприятий производится на основе геологического изучения недр на участке предполагаемого строительства и с учетом комплексного развития экономического района. Приступают к нему только после утверждения запасов полезных ископаемых и передачи месторождений для промышленного освоения.

Места расположения горнодобывающих предприятий до начала проектных работ согласовываются с органами соответствующих Советов народных депутатов, горного надзора и другими заинтересованными организациями.

В проектах должны быть предусмотрены:

размещение наземных и подземных сооружений горнодобывающих предприятий на месторождениях полезных ископаемых, обеспечивающих наиболее рациональное и эффективное использование запасов полезных ископаемых;

способы вскрытия и системы разработки месторождений полезных ископаемых и технологические схемы переработки (подготовки) минерального сырья, обеспечивающие наиболее полное, комплексное и экономически целесообразное извлечение из недр запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также использование содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение;

геологическое изучение недр, вскрываемых в процессе строительства и эксплуатации горнодобывающих предприятий, и составление геологической и маркшейдерской документации.

При проектировании, строительстве и вводе в эксплуатацию горнодобывающих предприятий должно быть обеспечено также выполнение требований, указанных в § 8.

Выполнению проекта предшествует большая работа. Так, проектными институтами совместно с научно-исследовательскими и геологоразведочными организациями выполняются специальные исследования по установлению технической и экономической целесообразности освоения, развития и детальной разведки месторождения (технико-экономический доклад — ТЭД).

При наличии положительного решения работы по проектированию шахты выполняют по схеме, приведенной на рис. 136.

Проектные институты обобщают и анализируют фактические данные по геологии угольных месторождений; разрабатывают комплексные проекты освоения (развития) угольных бассейнов; технико-экономические обоснования (ТЭО) целесообразности строительства шахты; задание на проектирование; технические проекты шахт, а также ведут типовое проектирование.

Комплексным называется проект, составленный в соответствии с планом развития производительных сил в данном экономическом районе, обеспечивающий эффективное освоение месторождения полезного ископаемого с учетом интересов потребителя, строительных и других организаций. Комплексный проект разрабатывается на длительный период времени (10, 15 лет и более). В нем приводятся данные о запасах месторождения; качестве угля; потребителях угля по сортам и маркам; мощности и числе шахт, календарных планах строительства; размерах капиталовложений и т. д.

В ТЭО устанавливается целесообразность строительства конкретного предприятия. Оно содержит данные о значении предприятия в развитии, в нашем случае угольной отрасли промышленности, его проектной мощности и месте строительства, о необходимых капитальных вложениях, сроках строительства, ожидаемых технико-экономических показателях, эффективности капиталовложений и др.

Типовые проекты разрабатывают при наличии единообразных проектных решений при сооружении отдельных технических узлов горных предприятий.

Задание на проектирование является договорным документом между заказчиком и проектной организацией. Оно разрабатывается ими совместно и содержит основные исходные данные на проектирование конкретной шахты (основание для проектирования, геологический участок строительства, характеристика и качество угля, утвержденные промышленные запасы, мощность и срок службы шахты, потребители угля, сроки строительства и очередность ввода в эксплуатацию отдельных блоков, горизонтов, затраты на строительство и удельные капиталовложения, основные технико-экономические показатели и пр.).

Технический проект после прохождения экспертизы и утверждения его заказчиком является основным документом на строитель-

ство, в котором обоснована техническая возможность и экономическая целесообразность строительства шахты на данном геологическом участке и в намеченные сроки, решены все инженерно-технические задачи, обоснованы общие затраты на строительство и определены основные технико-экономические показатели.

Разработка технического проекта на строительство конкретного объекта может быть одно- и двухстадийной. Одностадийное проектирование применяется для несложных объектов, строительство которых осуществляется по типовым проектам.

Проектирование шахт обычно двухстадийное: первая стадия — составление технического проекта со сводной сметой; вторая стадия — выполнение рабочих чертежей.

В техническом проекте обоснованы расчетом: границы и запасы шахтного поля, проектная мощность и срок службы шахты; способ вскрытия и подготовки шахтного поля, система разработки пластов; способы и схема проветривания горных выработок; средства механизации очистных и подготовительных работ, транспортирования горной массы и материалов в шахте и на поверхности. Технический проект должен содержать прогрессивные решения, основанные на последних достижениях науки и техники, обеспечивающие высокие технико-экономические показатели работы предприятия и повышение качества продукции.

Сводная смета составляется по всем объектам шахты и на весь комплекс проектно-изыскательских работ и обосновывает полные затраты на строительство горного предприятия.

Рабочие чертежи — основная проектная документация, по которой осуществляются все строительные, монтажные и специальные работы.

При проектировании шахты применяют различные методы количественной и качественной оценки заложенных решений проектных задач, в том числе: статистический, экспериментальный, аналитический, графоаналитический, метод вариантов, методы операционных исследований, включающие линейное, нелинейное и динамическое программирование и др.

Критериями оптимальности принятых решений могут быть различные интегральные или комплексные показатели: производительность труда, себестоимость 1 т угля, приведенные капитальные затраты, прибыль и др. Выбор критерия оптимальности зависит от характера поставленной задачи. При решении задач проектирования широко применяются электронно-вычислительные машины.

Ниже рассмотрены отдельные вопросы проектирования в объеме и на уровне тех знаний, которые получены при изучении настоящего курса.

§ 85. Обоснование границ шахтного поля. Подсчет запасов

Различают месторождения полезных ископаемых с ограниченными и условно неограниченными запасами. Месторождения первой группы имеют такие запасы, на которых заведомо можно по-

строить только одну шахту. Их границы фиксируются выходами пластов под наносы, крупными геологическими нарушениями, выклиниванием пластов или другими природными и техническими факторами.

На месторождениях второй группы можно построить как одну, так и несколько шахт. Вопрос о числе шахт решается с применением методов оптимального проектирования, которые позволяют установить оптимальную проектную мощность шахт, обеспечивающую минимальные суммарные приведенные капитальные вложения и эксплуатационные затраты. Одновременно решается вопрос о границах шахтных полей.

Ниже будут решаться вопросы применительно к месторождениям с ограниченными запасами, как к более простому случаю.

Запасы месторождения подсчитывают геологоразведочные организации по специальным методикам. В нашем примере запасы месторождения с фиксированными границами можно подсчитывать по формуле (2), если оно имеет правильную форму. При сложной конфигурации всю площадь пласта в шахтном поле необходимо разбить на ряд геометрически правильных фигур, по каждой из них подсчитать запасы и просуммировать. Затем просуммировать запасы по отдельным пластам.

При определении промышленных запасов Z необходимо из балансовых запасов исключить проектные потери $Z_{\text{п}}$, т. е. $Z = Z_0 - Z_{\text{п}}$. Суммарные потери определяются на основании расчетов частных видов потерь: общешахтных, эксплуатационных и вблизи геологических нарушений, т. е.

$$Z_{\text{п}} = Z_0 + Z_3 + Z_4,$$

где Z_0 — общешахтные потери; Z_3 — потери, связанные с геологическими нарушениями пластов и гидрогеологическими условиями, не позволяющими вести нормальную отработку участков; Z_4 — эксплуатационные потери.

Общешахтные потери состоят из потерь угля в барьерных Z_1 и охранных Z_2 целиках. Барьерные целики оставляют у границ шахтного поля, чтобы исключить возможность вскрытия старых затопленных горных выработок соседних шахт. Ширина барьерных целиков определяется по эмпирическим формулам или условно принимается в пределах $l=50$ м.

Потери в барьерных целиках определяются по формуле

$$Z_1 \approx 2l(S + H - 2l) \mu \gamma, \text{ т,}$$

где S, H — размер шахтного поля соответственно по простиранию и по падению, м; l — ширина барьерных целиков, м; μ — мощность пласта, м; γ — средняя плотность угля, т/м³.

Охранные целики оставляют для предотвращения разрушений технологического комплекса на поверхности, промышленных зданий и сооружений, а также природных объектов. Потери в охранных

ных целиках условно составляют при пологих пластах 1—2%, при крутых 2—4% балансовых запасов, т. е.

$$Z_2 = (0,01 \div 0,02) Z_6, \text{ т.}$$

Потери в целиках вблизи геологических нарушений определяют характером и числом нарушений, их ориентированием по отношению к простиранию пласта и пр. Их величину условно можно принимать равной 1—1,5% балансовых запасов, т. е.

$$Z_3 = (0,01 \div 0,015) Z_6, \text{ т.}$$

Таким образом, величина общешахтных потерь и потерь в целиках около геологических нарушений

$$Z'_п = Z_1 + Z_2 + Z_3, \text{ т.}$$

Эксплуатационные потери включают потери по площади в целиках у горных выработок; по мощности — в пачках угля в кровле и почве пласта, а также потери отбитого угля в забоях и при транспортировании. С учетом потерь от неправильного ведения горных работ величину эксплуатационных потерь можно принять: для пластов тонких — 8%; средней мощности — 12%, мощных пологих — 15%, крутых — 20% балансовых запасов за вычетом общешахтных потерь, т. е.

$$Z_4 = (Z_6 - Z'_п) C_п, \text{ т,}$$

где $C_п$ — коэффициент эксплуатационных потерь.

§ 86. Обоснование технологии и выбор средств комплексной механизации очистной выемки

Под технологией очистной выемки следует понимать совокупность производственных процессов, выполняемых в определенной последовательности в пространстве и времени и направленных на получение готовой продукции. Технология очистной выемки зависит от горно-геологических условий, применяемой техники и организации труда.

Основными средствами механизации очистных работ на пологих пластах в настоящее время являются механизированные комплексы. Выбор типа комплекса зависит от многих факторов. Условия их применения (длина лавы, вынимаемая мощность пласта, угол падения, сопротивляемость угля резанию, газоносность пласта, обводненность, устойчивость непосредственной кровли и почвы) обычно указываются в специальных справочниках.

Имея необходимый объем геологической информации по выемочному столбу, полю, ярусу и т. д. и сопоставив их с возможной областью применения комплексов, выбирают наиболее приемлемый из них. Вопрос выбора комплекса осложняется, когда в одних и тех же условиях можно одинаково успешно применить два или

несколько типов комплексов, например, с узкозахватными комбайнами или со струговыми установками. В этих условиях предпочтение следует отдавать тому из них, который при прочих примерно равных показателях (нагрузка на забой, производительность труда рабочих по участку) обеспечивает лучшее качество продукции (по сортности и зольности) и комфортность условий работы.

Кроме выбора механизированного комплекса, необходимо очистной забой и выемочный участок укомплектовать всевозможным вспомогательным и транспортным оборудованием, используя для этого типовые «Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах», разработанные ИГД им. А. А. Сковчинского [11]. Технологические схемы — это совокупность графических и количественных характеристик видов при пространственном расположении очистных и подготовительных выработок в пределах разрабатываемой части шахтного поля с указанием всех средств осуществления процесса добычи угля.

Прогрессивные технологические схемы включают систему разработки и способ управления горным давлением, средства механизации очистных работ, способы охраны подготовительных выработок, вид транспорта угля от очистных забоев, схему проветривания, способы предотвращения внезапных выбросов угля, породы и газа в очистных и подготовительных забоях, способы пылеподавления, газовую защиту, электроснабжение, связь и сигнализацию.

В порядке иллюстрации на рис. 56 приведена одна из технологических схем очистных работ с расстановкой всего оборудования.

§ 87. Определение длины лавы и нагрузки на очистной забой

Длина лавы является одним из основных параметров системы разработки, влияющих на технико-экономические показатели работы не только участка, но и всей шахты. Так, от длины лавы зависит удельная протяженность (в метрах на 1000 т добычи) проводимых подготовительных выработок; с увеличением длины лавы растет нагрузка на забой, транспортную выработку, пласт, увеличивается концентрация горного производства, уменьшается объем вспомогательных работ. Однако чрезмерное увеличение длины лавы вызывает ряд технических и организационных затруднений в доставке материалов и оборудования, в передвижении по лаве рабочих, особенно при небольшой мощности пласта.

Длину лавы рекомендуется устанавливать, исходя из условий полного использования имеющегося в лаве оборудования, нормального проветривания забоя, а при разработке запасов на больших глубинах следует также учитывать и температурный фактор.

Длина лав, оборудованных механизированными комплексами, определяется их конструктивными параметрами (см. табл. 6). Поэтому для комплексно-механизированных забоев важно определить не столько их длину, сколько нагрузку на лаву Q :

$$Q = \frac{n [T - (T_{\text{пз}} + T_{\text{п}} + T_0)] K_{\text{н}} L r m \gamma C}{L_{\text{м}} \left(\frac{1}{v_{\text{р}}} + \frac{1}{v_{\text{м}}} + t_{\text{в}} \right) + t}, \text{ т/сут}, \quad (13)$$

где n — число смен по добыче угля в сутки; T — длительность смены (420 мин при семичасовой смене); $T_{\text{пз}}$ — время на подготовительно-заключительные операции в смену (15—20 мин); $T_{\text{п}}$ — суммарное время учитываемых технологических перерывов и организационно-технических простоев в смену (10—15 мин); T_0 — время на отдых (15 мин в смену); $K_{\text{н}}$ — коэффициент надежности механизированного комплекса и средств транспорта на выемочном штреке; L — длина лавы, м; r — ширина захвата выемочной машины, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — средняя плотность угля, т/м³; C — коэффициент извлечения угля в лаве (0,98); $L_{\text{м}}$ — длина машинной части лавы (без учета суммарной длины верхней и нижней ниш, равной примерно 10 м; при самозарубающихся комбайнах ниши отсутствуют), м; $v_{\text{р}}$ — рабочая скорость подачи комбайна, м/мин; $v_{\text{м}}$ — скорость подачи комбайна при зачистке лавы (6 м/мин, при работе комбайна по челноковой схеме $v_{\text{м}}=0$); $t_{\text{в}}$ — время на вспомогательные операции, отнесенные к 1 м длины машинной части лавы (0,1 мин); t — продолжительность концевых операций для подготовки лавы к следующему циклу (15—20 мин).

Коэффициент надежности механизированного комплекса по техническим отказам определяется по формуле

$$K_{\text{н}} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{K_{\text{к}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{кр}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{к.л}}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{K_{\text{п}}} - 1 \right) + n_{\text{к}} \left(\frac{1}{K_{\text{л.к}}} - 1 \right)},$$

где $K_{\text{к}}$ — коэффициент готовности комбайна (0,97); $K_{\text{кр}}$ — коэффициент готовности механизированной крепи (0,93); $K_{\text{к.л}}$ — коэффициент готовности конвейера лавы (0,94); $K_{\text{п}}$ — коэффициент готовности крепи сопряжения с перегружателем (0,94); $n_{\text{к}}$ — число конвейеров на транспортной выработке; $K_{\text{л.к}}$ — коэффициент готовности ленточного конвейера на транспортной выработке (0,97).

Скорость подачи комбайна по выемке рекомендуется определять с учетом сопротивляемости резанию угля по формуле

$$v_{\text{р}} = n_{\text{об}} \left\{ \left[\frac{0,7P}{(0,685m + 0,285D) C_1 n_{\text{об}}} - C_2 f \right] \frac{1}{C_3 K \bar{A}} \right\}^{1,53}, \quad (14)$$

где $n_{\text{об}}$ — частота вращения исполнительного органа комбайна, об/мин; P — устойчивая мощность двигателя, кВт; D — диаметр исполнительного органа комбайна, м; C_1, C_3 — расчетные коэффициенты; C_2 — расчетный коэффициент, рекомендуется принимать в зависимости от вязко-пластических свойств углей; вязких — 23,2; хрупких — 21,2; весьма хрупких — 19,2; f — коэффициент

Т а б л и ц а 11

Комбайн	Крепь	C_1	C_3	D	P	$n_{об}$
КШ-3М	М-81; ОКП	0,0124	4,38	1,6; 1,8	$170+0,155\bar{A}$	27
1ГШ-68	М-87; 1МКМ; 2МКЭ	0,0089	5,12	1; 1,25; 1,6	$200+0,225\bar{A}$	57
2К-52	М-87	0,0068	6,67	0,8	$100+0,110\bar{A}$	52
1К-101	МК-97	0,0059	6,24	0,7; 0,8	$65+0,99\bar{A}$	79
МК-67	«Донбасс» МК-97	0,0083	4,12	—	$90+0,085\bar{A}$	47

крепости угля по М. М. Протодьяконову; K — коэффициент отжима угольного пласта; в зависимости от ширины захвата и мощности пласта рекомендуется определять по формулам:

для углей вязких

$$K = 0,80 - \frac{0,12}{r} + \frac{0,36}{m};$$

для углей хрупких и весьма хрупких

$$K = 0,71 - \frac{0,065}{r} + \frac{0,175}{m}.$$

Допустимый предел изменений ширины захвата 0,4—0,8 м; мощность пласта — от 0,8 до 3,5 м. Если коэффициент отжима при расчете получится больше единицы, он принимается равным единице.

$\bar{A}$ — сопротивляемость угля резанию, $\bar{A}=100 f$, кгс/см; оказывает решающее влияние на производительность выемочной машины, определяет мощность их двигателя. Сопротивляемость резанию более 180 кгс/см ограничивает область эффективного применения стругов.

Количественные значения отдельных величин и коэффициентов, входящих в формулу (14), определяются по данным табл. 11.

Полученную расчетом скорость подачи комбайна по формуле (14) необходимо скорректировать со скоростью передвижения механизированной крепи, величина которой приведена в табл. 12, с учетом состояния пород кровли и почвы пласта, т. е.

$$v_{кр} = v_{расч} K_{пл}, \text{ м/мин}, \quad (15)$$

где $v_{кр}$ — средняя скорость передвижения крепи, м/мин; $v_{расч}$ — расчетная скорость передвижения крепи, принимается по данным табл. 12, м/мин; $K_{пл}$ — коэффициент, учитывающий уменьшение скорости передвижения крепи в зависимости от состояния почвы и кровли пласта (0,92).

Скорость подачи комбайна, рассчитанная по формуле (14), и средняя скорость передвижения крепи, полученная по формуле

Т а б л и ц а 12

Тип крепи	«Донбасс»	МК-97	М-87Э	1МК	2МКЭ	ОКП	М-819
Расчетная скорость передвижения крепи, м/мин	4,6	4,8	5,1	2,5	2,5	2,15	2,5

(15), сопоставляются и принимается наименьшая для определения нагрузки на лаву.

При определении скорости подачи комбайна за исходные приняты данные «Технологических схем очистных и подготовительных работ на угольных шахтах», разработанных ИГД им. А. А. Сковчинского [11]. Математическая обработка их произведена автором.

Длину лавы при применении струговой установки с индивидуальной крепью можно определять по формуле

$$L = \frac{\left[n(T - T_{п.в}) - \frac{n_1 r}{a} t_d - t_{n_1} \right] K_r}{\left(\frac{1}{v_p} + t_b \right) n_1} + \Sigma l_n, \text{ м}, \quad (16)$$

где n_1 — число стружек, снимаемых за сутки (принимается равным 30—35); r — толщина стружки, см; определяется из выражения $r = 12,2 - 0,04 \bar{A}$; $\bar{A}$ — сопротивляемость угля резанию (не более 180 кгс/см); a — шаг передвижки домкратов, прижимающих конвейер к забою (80 см); t_d — время, необходимое для перестановки домкратов (10 мин), когда переноска домкратов осуществляется без остановки струговой установки, $t_d = 0$; t — продолжительность концевых операций (8—10 мин); K_r — коэффициент готовности струговой установки (0,7—0,75); v_p — скорость движения струга (28,8 м/мин для струга УСТ-2А и 36,8 м/мин — для УСБ-67); Σl_n — суммарная длина ниш (10—12 м).

Остальные буквенные обозначения и количественные их значения те же, что и в формуле (13).

Проверять длину лавы по фактору проветривания рекомендует-ся по формуле

$$Q = \frac{864 S_{л} v_{в} d K}{q_{л} K_{н}}, \text{ м}, \quad (17)$$

где $864 = 24 \cdot 60 \cdot 60 \cdot \frac{1\%}{100\%}$;

$S_{л}$ — проходное сечение для струи воздуха при минимальной ширине призабойного пространства, м² (см. табл. 6); $v_{в}$ — допустимая по ПБ скорость движения воздуха по лаве (для механизированных комплексов — до 6 м/с, при индивидуальной крепи 4 м/с); d — допустимая по ПБ концентрация метана в исходящей струе (при обо-

собленном проветривании не более 1%); K — коэффициент, учитывающий движение части воздуха по выработанному пространству за крепью выработки (при управлении кровлей полным обрушением принимается равным 1,2—1,4); q_d — метановыделение из лавы в исходящую струю воздуха, м³/т суточной добычи (принимается с учетом газоносности конкретного пласта); K_n — коэффициент, характеризующий естественную дегазацию источников выделения метана в период отсутствия добычных работ (для системы разработки длинными столбами при управлении кровлей полным обрушением равен 0,7).

Остальные обозначения прежние.

В том случае, когда при разработке сильногазоносных пластов применяют их дегазацию или особые меры, которые позволяют направлять часть метана из выработанного пространства непосредственно в вентиляционный штрек, в знаменатель формулы дополнительно вводится коэффициент $\delta=0,6—0,7$.

Как правило, в лаве должен быть установлен один конвейер. Это требование вытекает из особенностей конструкции комплексов и агрегатов, а при индивидуальной крепи обусловлено рядом преимуществ. Отечественные заводы выпускают конвейеры длиной до 300 м с широким диапазоном производительности. Поэтому необходимый тип конвейера следует подбирать по каталогу.

После проверки длины лавы по перечисленным факторам окончательно принимают ту длину, которая является наименьшей из определяемых.

§ 88. Обоснование проектной мощности и срока службы шахты

Обоснование проектной мощности шахты, являющейся одним из главных ее параметров, производится при анализе результатов оптимизации проектных решений, что возможно при конкретном проектировании.

В учебных целях можно воспользоваться формулами, предложенными рядом авторов, например П. З. Звягиным:

Т а б л и ц а 13

Характеристика разрабатываемых пластов	Расчетные коэффициенты				
	C	K_1	K_2	$K_{np} \cdot 10^3$	Φ
Пологие и наклонные угольные пласты	28,0	3307	25,1	0,134	$4,4+0,18Q$
Крутые пласты	24,1	3307	25,1	0,134	$2,6+0,34Q$
Антрацитовые пласты	18,6	4445	17,7	0,134	$4,4+0,23Q$

П р и м е ч а н и е. Через Q обозначена среднемесячная нагрузка на очистной забой в тысячах тонн.

$$A = \sqrt{\frac{C\varphi^2 + EK_1}{\frac{C}{Z} + K_{\text{пр}}EK_2}}, \text{ тыс. т/год.}, \quad (18)$$

где C , φ , K_1 , $K_{\text{пр}}$, K_2 — расчетные коэффициенты, значения которых приведены в табл. 13. E — коэффициент сравнительной экономической эффективности капиталовложений; принимается равным 0,1; Z — промышленные запасы шахтного поля, тыс. т.

Полученные по формуле (18) результаты следует привести в соответствие с параметрическим рядом мощностей шахт (1,2; 1,5; 1,8; 2,1; 2,4; 3,0; 3,6; 4,5; 6,0 млн. т) и принять то (из двух ближайших) значение, которому, исходя из наличия промышленных запасов, более всего соответствует рекомендуемый срок службы.

Формула (18) дает приемлемые ориентировочные результаты только для условий Донбасса. Для остальных бассейнов следует пользоваться рекомендациями, приведенными в § 7, т. е. при определении проектной мощности шахты учитывать зависимости (3), параметрический ряд мощностей и рекомендуемые сроки их службы. Срок службы шахты определяется по формуле (4).

Режим работы шахт по добыче: число рабочих дней в году — 300; число рабочих смен по добыче угля в сутки — 3; на шахтах со сложными горно-геологическими условиями, где приходится проводить мероприятия по пылеподавлению, дегазации пластов, по борьбе с внезапными выбросами угля и газа и пр. — 2; продолжительность рабочей смены на подземных работах — 7 ч, на поверхности — 8 ч.

§ 89. Определение числа действующих забоев и распределение их между одновременно разрабатываемыми пластами

Основным местом добычи угля на шахте является очистной забой — лава и реже камера. Кроме того, некоторое количество угля извлекается при проведении подготовительных выработок по пласту полезного ископаемого.

Соотношение между добычей из очистных и подготовительных забоев зависит от мощности и угла падения пласта, принятой системы разработки и ее элементов, а также от целого ряда других факторов. Для приближенных расчетов выход добычи из очистных забоев от общей добычи по шахте рекомендуется принимать: для пластов тонких и средней мощности 0,9—0,96, для мощных пологих пластов 0,88—0,90, для крутых пластов 0,8—0,84.

Чтобы шахта могла обеспечить расчетную годовую проектную мощность A , ко времени сдачи ее в эксплуатацию необходимо подготовить несколько лав.

Число действующих очистных забоев целесообразно определять через нагрузку на очистной забой по формуле

$$n_{\text{д}} = \frac{k_{\text{о}}A}{Q}, \quad (19)$$

где k_0 — коэффициент, показывающий удельный вес добычи из очистных забоев.

Если при расчетах по формуле (19) получается дробное число лав, то производится корректировка до ближайшего целого большего числа.

Кроме действующих необходимо иметь резервные мощности, которые призваны обеспечить плановую добычу шахты при вынужденных простоях действующих лав.

Простои лав могут быть внутрисменные и целосменные. Первый вид простоев компенсируется за счет резерва, заложенного в производительности оборудования действующего очистного забоя; второй вид — за счет использования специально созданной комплексно-механизированной резервной лавы, которая обычно может работать в одну добычную смену, а в случае остановки других лав — в две или три смены.

Общий фронт очистных забоев равен произведению общего числа лав (действующих и резервных) на их длину. Лавы желательно (при разработке пологих пластов) разместить на одном пласте, но в крыле этажа их должно быть не более двух, а в одной панели при одновременной работе нескольких панелей — от двух до четырех.

Если же будет необходимо разрабатывать не один, а, например, два или три пласта, то добыча между ними распределяется пропорционально их запасам, а при одинаковых для всех пластов размерах шахтного поля — пропорционально производительности пластов, что позволит отработать пласты одновременно и исключить разбросанность горных работ. При этом может быть использована формула

$$a = \frac{k_0 A p}{\sum p}, \text{ т,} \quad (20)$$

где a , p — соответственно добыча и производительность одного из разрабатываемых пластов.

При групповой подготовке длина лав по всем пластам одной группы должна быть одинаковой.

При этом способе подготовки шахтного поля годовая производственная мощность шахты должна по возможности обеспечиваться работой одного этажа, т. е. все лавы желательно расположить в одном этаже. В этом случае при двустороннем шахтном поле наклонная высота этажа h_3 определяется из выражения

$$h_3 = n_1 L + \sum h_{\text{ш}} + \sum h_{\text{ц}}, \text{ м,} \quad (21)$$

где n_1 — число лав, расположенных в крыле этажа; $\sum h_{\text{ш}}$ — суммарная ширина забоев штреков; $\sum h_{\text{ц}}$ — суммарный размер над- и подштрековых целиков, расположенных в крыле этажа по линии падения пласта.

Зная размер шахтного поля по падению и наклонную высоту этажа, можно определить число этажей:

$$N_3 = \frac{H}{h_3}.$$

При панельном способе подготовки необходимо определить число одновременно разрабатываемых панелей. В панели должны одновременно вестись работы не менее чем в трех-четырех лавах, и только в случае разработки весьма газоносного пласта или когда обеспечивается нагрузка на лаву более 1000 т в сутки, число лав может быть уменьшено до двух. Зная общее число лав на пласте и в панели, определяют число одновременно отрабатываемых панелей. Длину яруса или размер панели по падению определяют, как и высоту этажа, из выражения (21).

§ 90. Понятие о стоимостных параметрах

При технико-экономических расчетах в горном деле исходными величинами являются стоимостные параметры, т. е. укрупненные измерители стоимости отдельных видов работ, отнесенные к какой-либо единице объема работ (к тонне, метрам, квадратным метрам и т. д.). Эти укрупненные измерители стоимости включают в себя, как правило, все основные элементы затрат (заработная плата, материалы, электроэнергия и амортизация оборудования).

Стоимостные параметры часто не являются величинами постоянными, а зависят от ряда факторов, поэтому они обычно выражены в виде экономико-математической модели, в которую в качестве переменных входят эти факторы.

Имеются стоимостные параметры на все основные виды работ. В приложении приводятся главные из них: на сооружение горных выработок и камер, поддержание горных выработок, транспорт по горизонтальным и наклонным выработкам, подъем по вертикальным стволам, водоотлив и другие.

§ 91. Определение размера панели по простиранию

Для определения размера панели (или выемочного поля) по простиранию рекомендуется пользоваться одной из следующих формул:

при двух лавах в панели

$$x = 2 \sqrt{\frac{K + K_1}{\frac{r_{я}n + r'_{я.в}(n+2) + r_{я.в}n}{v_0} - \frac{r_{я}n + r_{я.в}n}{v_{II}} + q_2 H \rho C}}, \text{ м; } (22)$$

при четырех лавах в панели

$$x = 2 \sqrt{\frac{K + K_1}{\frac{r_{я}n + r_{я.в}\left(\frac{n}{2} + 2\right) + r'_{я.в}\left(\frac{n}{2} - 2\right)}{v_0} + \frac{r_{я}n + r_{я.в}n}{v_{II}} + q_2 H \rho C}}, \text{ м, } (23)$$

где K — суммарные затраты, связанные с проведением комплекса наклонных выработок, включая сооружение приемно-отправительных площадок, руб.; K_1 — суммарные затраты на монтаж и демонтаж комплексов, включая расходы на проведение разрезных печей. Для одного очистного забоя затраты можно определять по формуле

$$K_1 = 1100 + 72L, \text{ руб.} \quad (24)$$

$r_{\text{я}}$ — затраты на поддержание 1 м ярусного конвейерного штрека в массиве, руб/год; n — число лав в обоих крыльях панели; $r_{\text{я.в}}$ — затраты на поддержание 1 м ярусного, вентиляционного штрека, расположенного в массиве угля, руб./год; $r'_{\text{я.в}}$ — затраты на поддержание 1 м ярусного вентиляционного штрека, односторонне подработанного (снизу массив угля, сверху выработанное пространство), руб/год; v_0 — скорость подвигания очистных работ, м/год; $v_{\text{я}}$ — темпы проведения ярусных штреков; условно можно принимать примерно в 2 раза больше v_0 , м/год; q_2 — затраты на «чистое» транспортирование угля по ярусным штрекам, руб/т, зависящие от расстояния транспортирования как часть от общих затрат на транспортирование 1 т угля,

$$q = q_1 + q_2 x_1,$$

q_1 — часть от затрат на транспортирование, не зависящая от расстояния, руб/т; x_1 — средняя длина транспортирования по ярусным штрекам, м; H — размер панели по падению; определяется из выражения (20), м; p — производительность пласта, т/м²; C — коэффициент извлечения запасов угля в лаве (0,98).

Рассчитанное оптимальное значение размера панели по простиранию следует скорректировать с учетом размера шахтного поля по простиранию.

§ 92. Выбор способа вскрытия и подготовки шахтного поля

При выборе рационального способа вскрытия шахтного поля необходимо обратить внимание на количественные значения таких факторов, как размер шахтного поля по падению, угол наклона пластов, их число и расстояние между ними, а также на расстояние между поверхностью и верхней границей шахтного поля. Зная пределы возможных изменений размеров горизонта по падению, можно определить число горизонтов в шахтном поле. Этот дополнительный параметр весьма необходим при решении вопроса о применении одно- или многогоризонтной схемы вскрытия.

Расстояние от поверхности до верхней границы шахтного поля может оказать решающее влияние на выбор способа вскрытия вертикальными или наклонными стволами, а также комбинированного способа.

Угол падения пластов в сочетании с расстоянием между пластами предопределяет тип дополнительной вскрывающей

выработки (квершлагов, гезенков), применение этажных или погоризонтных квершлагов для вспомогательного транспорта при комбинированном вскрытии вертикальными и наклонными стволами.

Не исключено, что при анализе придется рассматривать несколько вариантов. Эти варианты необходимо сравнивать между собой и принимать наилучший.

Решение задачи методом вариантов требует соблюдения некоторых положений, которые являются его сущностью.

1. Прежде чем приступить к экономическому сравнению вариантов, необходимо для полного учета расходов рассмотреть их техническую сторону. Так, например, вскрытие толстых пластов рекомендуется вертикальными стволами и капитальными или погоризонтальными квершлагами в зависимости от размеров поля по падению; наклонными стволами, оборудованными для выдачи угля и породы высокопроизводительными конвейерами, и вертикальными стволами (для выполнения вспомогательных операций) с капитальными квершлагами, а при большой угленасыщенности месторождения — с этажными квершлагами.

В каждом конкретном случае должны рассматриваться любые другие прогрессивные и технически осуществимые схемы вскрытия.

2. При необходимости внутри варианта составляются подварианты и сравниваются между собой. Лучший из них принимается при сравнении основных вариантов.

3. Учету подлежат только существенные затраты. Мерой существенности являются их относительная, а не абсолютная величина.

4. Одинаковые затраты, а также затраты, мало различающиеся, учету не подлежат.

5. Учитываются как капитальные затраты, так и эксплуатационные затраты. К основным эксплуатационным затратам относятся затраты на поддержание выработок, транспортирование угля по горизонтальным и наклонным выработкам, подъем по стволам, водоотлив, в отдельных случаях затраты на проветривание и кондиционирование воздуха, а также на очистные работы.

6. Из капитальных затрат отдельно выделяют вложения перво-

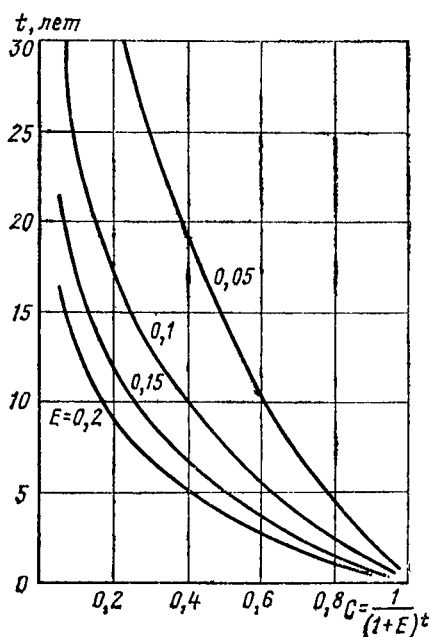


Рис. 137. График для определения приведенных затрат

начальные и будущих лет. Затраты будущих лет необходимо приводить к текущему моменту $K_{\text{пр}}$ или базисному году, например году сдачи шахты в эксплуатацию, учитывая при этом отраслевой нормативный коэффициент сравнительной эффективности капитальных вложений E и срок отдаленности этих вложений t по формуле

$$K_{\text{пр}} = KC = \frac{K}{(1 + E)^t}, \quad (25)$$

где C — коэффициент приведения.

Для определения приведенных затрат можно использовать график (рис. 137).

7. Капитальные вложения будущих лет, если они потребуются более чем через 15—20 лет, приводить к текущему моменту и учитывать нет необходимости, исходя из следующих соображений:

практическая значимость приведенных затрат за пределами указанного периода оказывается весьма небольшой и составляет при $E=0,1$ около 0,25—0,2 от капитальных затрат будущих лет;

конкретные перспективы развития техники и технологии через 15—20 лет являются весьма неопределенными;

через каждые 15—20 лет обычно производится реконструкция шахты, связанная с изменением техники и технологии выемки угля.

8. Разница в величине приведенных затрат по вариантам выражается в процентах от меньшей из сравниваемых сумм. Точность расчетов при сравнении вариантов не выше 5—10%, поэтому два варианта считаются равноценными, если учтенные затраты по одному из них окажутся выше, чем по другому, не более чем на 5—10%.

9. При сравнении вариантов необходимо дополнительно учитывать срок строительства шахты. Продолжительность строительства угольной шахты с вертикальными стволами можно определить с достаточным для расчетов приближением по формуле

$$T_c = 5,8 - \frac{1,2}{A} + \frac{H_c - 300}{400}, \text{ лет}, \quad (26)$$

где A — проектная мощность шахты, млн. т в год; H_c — первоначальная глубина стволов, м.

Поскольку нормы продолжительности строительства установлены для угольных шахт с глубиной вертикальных стволов до 300 м включительно (при большей глубине стволов срок строительства увеличивается — на каждые последующие 100 м на 3 месяца), влияние глубины стволов учитывается только в том случае, когда они больше 300 м.

10. При окончательном выборе необходимо, учитывая сложность горнотехнических вопросов и природных условий, проанализировать технические преимущества вариантов, особенно, если варианты по экономическому критерию примерно равноценны.

При обосновании способа подготовки шахтного поля необходимо проанализировать количественные значения таких факторов, как размер шахтного поля по простиранию, угол падения пластов и число одновременно разрабатываемых лав. Зная область приме-

нения различных способов подготовки и размеры отдельных частей шахтного поля можно обосновать способ подготовки, определить число панелей или блоков по простиранию, количество одновременно обрабатываемых пластов.

При выборе способа подготовки шахтного поля приходится касаться весьма узкой области горно-геологических условий, а именно: пологих пластов с диапазоном углов падения от 12 до 18°. При углах падения до 12°, как отмечалось ранее (§ 9, гл. II), рекомендуется применять панельный или погоризонтный способы подготовки, а при углах падения более 18° — этажный.

При углах падения пластов 12—18° можно применить этажный или панельный способы подготовки, поэтому выбор одного из них рекомендуется производить также путем технико-экономического сравнения вариантов, руководствуясь положениями, описанными выше. При этом должна быть обеспечена концентрация горных работ, с высокими нагрузками на очистной забой, наклонную выработку, горизонт и пласт, минимальный объем проходимых и поддерживаемых выработок, бесступенчатый и по возможности непрерывный транспорт и прямоточное проветривание.

§ 93. Обоснование системы разработки

Выше отмечалось (см. § 41), что возможен прямой выбор системы разработки в соответствии с главнейшими геологическими и горнотехническими условиями месторождения. Так, при пологих и наклонных пластах мощностью до 3,5 м, а при соответствующей механизации — до 5 м рекомендуется применять системы разработки длинными столбами по простиранию, а на необводненных пластах с углом падения до 12° — разработку длинными столбами по падению. Отработка столбов по восстанию рекомендуется на обводненных пластах с углом падения до 6° и мощностью не более 2 м. Пласты мощностью более 3,5 м рекомендуется делить на наклонные слои с выемкой угля в каждом слое длинными столбами по простиранию, а пласты мощностью свыше 7 м могут разрабатываться как наклонными слоями, так и комбинированной системой с гибким перекрытием.

На крутых пластах при мощности до 1,2—1,5 м рекомендуется применять систему разработки длинными столбами по простиранию без деления этажа на подэтажи и с выемкой на передние квершлагги, а при мощности более 1,2—1,5 м — выемку столбами по падению и различные варианты щитовых перекрытий (АЩ, АНЩ, секционные и бессекционные и др.). В тех случаях, когда уголь склонен к самовозгоранию и применить перечисленные системы невозможно, рекомендуются слоевые системы разработки с полной закладкой выработанного пространства.

Сплошной системой допускается разработка одиночных пластов, уголь которых не склонен к самовозгоранию, пластов, опасных по горным ударам, а также защитных пластов, вынимаемых в

свите первыми с откаткой грузов и выводом исходящей струи воздуха на задние промежуточные квершлагги.

Если в определенных условиях могут применяться две или несколько разновидностей одной системы, окончательный выбор обосновывается технико-экономическим расчетом вариантов. При этом весьма уместно произвести анализ отдельных параметров системы. Так, например, для конкретных условий возможны различные способы проведения и охраны штреков, откаточных и вентиляционных, схемы проветривания и транспорта, направление перемещения забоя и пр. Из большого разнообразия возможных решений нужно выбрать по одному, наилучшему для данных условий параметру и из них синтезировать систему разработки в целом.

§ 94. Определение расстояния между промежуточными квершлаггами

При разработке свиты пластов, особенно крутых, широко практикуется групповая их подготовка. При этом групповую выработку располагают, как правило, в лежащем боку свиты и проводят по пласту или по породам. Расстояние между пластами по нормали может колебаться в широких пределах; когда оно превышает 40 м, вопрос о совместной отработке пластов должен решаться на основе технико-экономического расчета. При совместной разработке пластов откатка грузов производится, как правило, на передний промежуточный квершлаг, однако в определенных условиях целесообразна откатка и на задний квершлаг.

Расстояние между промежуточными квершлаггами при концентрации откатки на задний квершлаг определяется по формуле

$$x_0 = \sqrt{\frac{2vK}{\Sigma r + \Sigma r'}}, \text{ м}; \quad (27)$$

при концентрации откатки на передний квершлаг

$$x_0 = \sqrt{\frac{vK}{\Sigma r + \Sigma r' + h_3 v q'' C \Sigma p}}, \text{ м}, \quad (28)$$

где x_0 — наивыгоднейшее расстояние между промежуточными квершлаггами, м; v — скорость подвигания очистных забоев, м/год; K — затраты на проведение квершлага с закруглениями с учетом восстановления его на вентиляционном горизонте, руб.; Σr — суммарные затраты на поддержание 1 м погашаемых откаточных штреков, руб.; $\Sigma r'$ — то же, вентиляционных штреков, руб.; h_3 — наклонная высота этажа, м; q'' — затраты на «чистое» транспортирование полезного ископаемого, руб/т; C — коэффициент извлечения угля; Σp — суммарная производительность пластов, штреки которых погашаются, т/м².

В формулах (27) и (28) количественные значения Σr и $\Sigma r'$ совершенно различны, так как при концентрации откатки на передний квершлаг штреки поддерживаются в массиве угля, а на задний квершлаг — в выработанном пространстве.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Ковальчук А. Б. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1978.
2. Гузеев А. Г. Основы проектирования технологии строительства и реконструкции шахт. М., Недра, 1972.
3. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1978.
4. Оборудование очистных выработок (справочное пособие)/С. М. Арутюнян, Г. Н. Самсонов, И. Л. Элькин и др. Киев, Техника, 1974.
5. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах, М., Недра, 1973.
6. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М., Недра, 1976.
7. Разработка пологих и наклонных пластов/В. Д. Никитин, В. Ф. Крылов, М. И. Середенко и др. М., Недра, 1976.
8. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1978.
9. Сагинов А. С., Квон С. С. Новый метод исследования и рациональные способы вскрытия шахтных полей. М., Недра, 1972.
10. Сапицкий К. Ф., Дорохов Д. В., Якушевский А. Ю. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов при подземной разработке пластовых месторождений. М., Недра, 1974.
11. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах, ч. I и II. М., Недра, 1974.
12. Технология подземной разработки пластовых месторождений. Под ред. Борисова А. А. М., Недра, 1972.
13. Теория защитных пластов /И. М. Петухов, А. М. Линьков, В. С. Сидоров и др. М., Недра, 1976.
14. Устинов М. И. Выбор технологических решений при подготовке новых горизонтов и реконструкции шахт. М., Недра, 1977.

СТОИМОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ НА ОСНОВНЫЕ ВИДЫ РАБОТ

Стоимостные параметры, предлагаемые ниже, разработаны «Центрогипрошахтом» применительно к условиям шахт Донбасса. Отдельные из них, с учетом целевого назначения, были несколько упрощены автором.

Стоимостные параметры разработаны по отдельным производственным процессам путем обработки проектных, расчетных и фактических данных с применением математической статистики. Использование этих параметров позволяет осуществить расчеты капитальных затрат в период строительства и эксплуатации шахты и эксплуатационные расходы в период разработки месторождения.

Капитальные вложения учитывают первоначальные затраты на приобретение и монтаж оборудования, а по ряду процессов — затраты на горные и строительные работы.

Эксплуатационные расходы включают: заработную плату с начислениями, расходы на материалы, электроэнергию и амортизацию.

1. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Укрупненные единичные расценки на горнопроходческие работы составлены в ценах и тарифах, введенных с 1 января 1969 г., для условий ведения работ в забоях, не опасных по внезапным выбросам угля, метана и породы, без учета других поправочных коэффициентов, например, уровня зарплаты и цен на местные материалы в различных районах Донбасса, изменения стоимости проведения выработок при ведении работ в забоях, опасных по метану, пыли, внезапным выбросам и пр.

1. Затраты на сооружение 1 м готового вертикального ствола (проведение и крепление устья и собственно ствола, армирование), закрепленного бетоном

$$C = \left[S (22,5 + 0,03h + 0,79f - 0,32S) - 141,6 + \frac{761,6S}{H} \right] p, \text{ руб.}, \quad (1)$$

где S — сечение ствола в свету, м^2 ; h — средневзвешенная толщина крепи ствола, мм; f — средневзвешенная крепость боковых пород по М. М. Протодьяконову; H — полная глубина ствола с учетом устья, м; p — коэффициент, учитывающий общешахтные расходы по периодам строительства, накладные расходы и плановые накопления: при глубине ствола до 700 м — 2,55, более 700 м — 2,82.

2. Стоимость сооружения околоствольного двора, закрепленного бетонной крепью с вертикальными стенами и сводчатым перекрытием

$$C = (56150 + 49V_d) p, \text{ руб.}, \quad (2)$$

где V_d — суммарный объем в свету протяженных выработок и вспомогательных камер (ожидания, медпункта, горно-спасательного пункта и хранения запчастей) околоствольного двора.

Рекомендуется определять по формуле:

$$V_d = a + bA, \text{ тыс. м}^3, \quad (3)$$

Т а б л и ц а 1

Вид транспорта	Тип околоствольного двора			
	Петлевой		Круговой	
	Коэффициенты			
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>a</i>	<i>b</i>
Рельсовые вагонетки	7,10	0,002	4,94	0,003
Ленточные конвейеры	8,01	0,001	10,18	0,001

Примечание: объем околоствольного двора принят без объема камер и ходков центрального погрузочного пункта, склада взрывчатых материалов и других камер, стоимость сооружения которых вошла составной частью отдельных процессов.

где *A* — проектная мощность шахты, тыс. т в год; *a*, *b* — коэффициенты, зависящие от типа околоствольного двора и вида транспорта, принимается по данным табл. 1.

Коэффициент *p*, учитывающий общешахтные расходы по периодам строительства, принимаются равным: 2,55 — для нового строительства; 2,15 — при реконструкции шахт.

3. Затраты на сооружение 1 м горизонтальных выработок (проведение и крепление выработок, водоотливных канавок, укладка рельсовых путей с балластировкой)

$$C = [S(a_0 + a_1S + a_2f + a_3K_{\Pi}) + 20,7n + 0,47q] p, \text{ руб.}, \quad (4)$$

4. Затраты на сооружение 1 м наклонных выработок и стволов с углом наклона до 30°

$$C = [S(a_0 + a_1S + a_2f + a_3K_{\Pi}) + 20,7n + 0,47q - 0,53\alpha] p, \text{ руб.}, \quad (5)$$

где *S* — сечение выработки в свету, м²; *f* — коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову; *K_Π* — коэффициент подрывки боковых пород, %. Рекомендуется определять по формуле

$$K_{\Pi} = [1 - m(0,47 - 0,01S)] 100\%;$$

Т а б л и ц а 2

Характеристика креп	Выработки							
	Горизонтальные				Наклонные			
	Коэффициенты							
	a_0	a_1	a_2	a_3	a_0	a_1	a_2	a_3
Арочная с железобетонными затяжками	20,68	—0,28	—0,68	0,05	22,34	—0,18	—0,70	0,04
Деревянные рамы, полный дверной оклад	12,95	—0,34	0,36	0,07	4,35	0,43	0,50	0,08
Стены и свод бетонные	25,37	—0,80	0	0,05	26,60	—0,61	—0,39	0,05
Стены бетонные, перекрытие плоское из стальных балок с бетонным заполнением между ними	33,67	—1,23	0	0,07	33,03	—0,44	—0,84	0,04

Т а б л и ц а 3

Характеристика крепи	Угол наклона выработки, градус	Направление проходки	Коэффициенты		
			a_0	a_1	a_2
Дерево	До 13	Любое	78,85	10,46	30,17
	13—45	»	68,95	10,81	32,40
Металл	До 13	»	52,04	8,90	31,53
	13—45	Сверху — вниз	43,67	9,06	32,80
	13—30	Снизу — вверх	32,05	8,59	33,53
	31—45	То же	40,05	9,0	35,20
Железобетонные стойки	До 13	Любое	61,67	10,61	30,17
	13—45	»	51,40	9,68	35,55

m — вынимаемая мощность пласта, по которому проходится выработка, м; n — количество путей в выработке; q — масса 1 м рельсов, кг; α — угол наклона выработки, градус; a_0 ; a_1 ; a_2 ; a_3 — коэффициенты, характеризующие материал крепи и тип выработки, принимается по данным табл. 2.

Коэффициент, учитывающий общешахтные расходы по периодам строительства, принимается равным: 2,55 — для нового строительства; 2,15 — при реконструкции; 2,03 — за счет капитальных затрат после сдачи шахты в эксплуатацию.

5. Проведение горных выработок, финансируемых за счет эксплуатационных затрат, необходимых для последующего воспроизводства линии очистных забоев, обеспечивающих производственную мощность шахты после ее сдачи в эксплуатацию, осуществляется за счет себестоимости добычи угля. К их числу, например, относятся выемочные штреки (откаточные, конвейерные, вентиляционные и др.), участковые и промежуточные квершлагы, панельные бремсберги и уклоны с ходками, сбойками и приемно отправительными площадками (кроме первых).

Затраты на проведение 1 м выработки с помощью буровзрывных работ и породопогрузочных машин узким забоем определяются по формуле

$$C = (a_0 + a_1 S + a_2 K_{\Pi}), \text{ руб.} \quad (6)$$

Затраты на проведение 1 м выработки с помощью комбайна — по формуле

$$C = a_0 + a_1 S, \text{ руб.}, \quad (7)$$

где S — сечение выработки в свету, м²; K_{Π} — коэффициент подрывки боковых пород, доли единиц; a_0 ; a_1 ; a_2 — коэффициенты, зависящие от характеристики крепи, способа проведения выработки и пр. Рекомендуются принимать по данным табл. 3 при проведении выработки узким забоем с помощью БВР

Т а б л и ц а 4

Материал	Коэффициент	
	a_0	a_1
Дерево	70,9	7,9
Металл	41,0	6,6
Железобетонные стойки	54,6	8,1

и погрузочной машины и по данным табл. 4 при проведении выработки с помощью комбайнов.

Чтобы определить полную стоимость проведения выработки, необходимо единичные расценки умножить на полную ее длину.

II. ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Эксплуатационные расходы на поддержание горных выработок включают все затраты, связанные с перекреплением горных выработок, ремонтом путей, подрывкой почвы и т. д.

Расчетные формулы получены путем обработки экспериментальных и статистических данных и представляют собой многопараметрические зависимости от таких количественных факторов, как глубина залегания и длина поддерживаемой выработки, мощность пласта, длина очистного забоя и скорость его продвижения, сечение выработки и т. д. Кроме того, учтены качественные показатели: характер боковых пород, способы охраны выработок. Все приведенные для пологих пластов зависимости рассчитаны на крепление выработок деревом и трехзвеньевой арочной металлической крепью. Для штреков, закрепленных арочной пятизвеной крепью, затраты на поддержание следует уменьшить в 1,7 раза.

Влияние отдельных горно-геологических факторов учитывается соответствующими поправочными коэффициентами. Полные затраты на поддержание горных выработок за весь срок их существования определяются по нижеприведенным расчетным формулам. Если же необходимо определить затраты на поддержание 1 м выработки в год, необходимо затраты, полученные расчетом по формулам, разделить на длину выработки и время ее поддержания, т. е. $L \frac{L}{v_d}$,

1. Пологие пласты

а. Затраты на поддержание пластовых штреков при сплошной системе разработки определяются по формуле

$$C = (10\,660m + 718S + 15,2L + 0,0016L^2 - 64,54H + 0,0812H^2 - 9,6v_d + 0,008v_d^2 + 85,34L_d - 0,04L_d^2 - 14\,000) K_y K_{дк} K_o, \text{ руб.}, \quad (8)$$

где m — мощность пласта, м; S — сечение выработки в свету до осадки, м²; L — длина поддерживаемой выработки, м; H — средняя глубина заложения выработки, м; L_d — длина очистного забоя, м; v_d — скорость продвижения очистного забоя, м/год; K_y — коэффициент устойчивости боковых пород: при породах устойчивых — 0,6, средней устойчивости — 1,1, неустойчивых — 1,9; $K_{дк}$ — коэффициент, учитывающий доплаты: начисления на зарплату и стоимость материалов (при металлической крепи — 1,68, при деревянной опре-

Т а б л и ц а 5

Способ охраны штрека	Значение K_o
Бутовая полоса — массив без опережения забоя лавы штреком	1,0
Бутовая полоса — массив с опережением забоя лавы штреком	1,5
Бутовая полоса — бутовая полоса и массив без опережения забоя лавы штреком	0,5—0,6
Целик — массив с опережением забоя лавы штреком	1,3—1,4
Бутовая полоса и целик — бутовая полоса	0,85—1,0

деляется по формуле $1,27+0,23 S$); K_0 — коэффициент, учитывающий способ охраны штреков (табл. 5).

б. Затраты на поддержание пластовых штреков при системе разработки длинными столбами по простиранию:
способ охраны штрека массив—массив

$$C = \left(1020m + 4,5H + 7,18L + \frac{420\,000}{v_{\text{л}}} + 15,7t + \frac{2\,320\,000}{v_{\text{п. в}}} + 1670S - 14\,300 \right) [K_y K_{\text{дн}} + 1,55 (K_{\text{п}} - 1)], \text{ руб.}, \quad (9)$$

способ охраны штрека: бутовая полоса, целик—массив (при проведении вентиляционного штрека впрысчку)

$$C = 8530m + 574S - 12,16L + 0,0013L^2 - 51,63H + 0,065H^2 - 7,68v_{\text{л}} + 0,0064v_{\text{л}}^2 + 68,3L_{\text{л}} - 0,033L_{\text{л}}^2 - 11\,200) K_y K_{\text{дн}}, \text{ руб.}, \quad (10)$$

где $v_{\text{п. в}}$ — темпы проведения подготовительной выработки, м/год; t — время стояния штрека между окончанием подготовительных и началом очистных работ, мес.; $K_{\text{п}}$ — коэффициент устойчивости пород почвы: непучащие — 1,0, слабо пучащие — 1,14, сильно пучащие — 2,41; $K_{\text{дн}}$ — коэффициент, учитывающий доплаты, принимается равным 1,68 при металлической крепи; 1,29+ +0,234 S — при деревянной.

в. Затраты на поддержание полевых надрабатываемых штреков, расположенных вне зон вредного влияния очистных работ и закрепленных трехзвенной арочной крепью

$$C = \left(-13,57 + 0,23\alpha + 0,96m + 0,007H + \frac{94,86}{h_1} + 0,33S - 0,032h_2 \right) \times \\ \times Lt_0 K_y, \text{ руб.}, \quad (11)$$

где α — угол падения пласта, градус; h_1 — среднее расстояние по нормали от полевого штрека до влияющего пласта, м; h_2 — расстояние в плоскости напластования от полевого штрека до нормали, проведенной к границе выработанного пространства, м; t_0 — срок службы выработки, лет; H — средняя глубина заложения выработки, м.

г. Затраты на поддержание пластовых наклонных выработок, закрепленных арочной трехзвенной крепью

$$C = \left(-10,07 + 0,24\alpha + 0,71m + \frac{252,4}{b} + 0,0075H + 0,27S \right) \times \\ \times Lt K_y, \text{ руб.}, \quad (12)$$

где b — ширина охранного целика, м.

2. Крутые пласты

Затраты на поддержание пластовых штреков при сплошной системе разработки

$$C = q_{\text{к}} T_{\text{к}} + 2,16Lt_0, \text{ руб.}, \quad (13)$$

$$T_{\text{к}} = 0,71H (a_1 10^{-14} L_{\text{л}} v_{\text{л}} t_0 K_1 K_2 \gamma K_4 + 10^{-7} Lt_0 a_3) S_{\text{д}} K_3,$$

где $q_{\text{к}}$ — удельные стоимостные затраты по ремонту крепи: 26,5 — при металлической крепи; 30,0 — при деревянной крепи, руб/чел в смену; γ — плотность пород, т/м³; a_1 — трудовые затраты на ремонт крепи, соответствующие 1 гДж полной работы массива пород над разрабатываемым пластом, чел. смен/гДж: 3,6—для пород I и IV класса; 6,3—5,4 для пород II и III класса для откаточных и вентиляционных штреков соответственно; a_3 — удель-

ные трудовые затраты на ремонт крепи в зонах установившегося давления: откаточные штреки, породы I и IV класса — 420, породы II и III класса — 180; вентиляционные штреки — 300 и 240 соответственно; K_1 — коэффициент, учитывающий способ управления горным давлением: 1,0 — при удержании кровли на кострах; 0,8 — при полном обрушении и плавном опускании; 0,3 — при полной закладке; K_2 — коэффициент, учитывающий способ охраны штрека: 1,0 — при охране целиками наклонной высотой 6—8 м; 0,9 — при охране кострами и кустами; K_3 — коэффициент, учитывающий вид крепи: 1 — при металлической крепи; 2,0 и 1,5 при деревянной крепи для откаточных и вентиляционных штреков соответственно; K_4 — коэффициент, учитывающий влияние скорости продвижения очистного забоя не режим сдвижения горного массива; $K_4 = 12 \sqrt{\frac{3}{v_{\text{л}}}}$ — только для откаточных штреков.

б. Затраты на поддержание пластовых штреков при отработке на передних квершлагах

$$C = q_{\text{к}} T_{\text{к}} + 4,32 (L + L_{\text{т}}) t_0, \text{ руб.}, \quad (14)$$

$$T_{\text{к}} = 0,71H [(10^{-14} a_1 m \gamma L_{\text{л}} K_1 K_2 K_4 + 2 \cdot 10^{-7} a_4 L_{\text{т}}) t_0 + 2 \cdot 10^{-7} L t_0 a_3] S_q K_3,$$

где L — длина участка штрека, поддерживаемого в массиве пород впереди лавы, м; $L_{\text{т}}$ — длина участка штрека, поддерживаемого за лавой, м; a_4 — удельные трудовые затраты на ремонт крепи на участке, поддерживаемом за лавой, принимаются равными 3850 чел.·смен/км год (только для откаточных штреков).

Значения a_1 принимаются равными 1,5 и 1,65 для откаточных и вентиляционных штреков соответственно.

в. Затраты на поддержание горизонтальных выработок в массиве пород

$$C = 1,42 \cdot 10^{-7} L (q_{\text{к}} a H S_{\text{д}} K_3 + 304,2 \cdot 10^5) t_0, \text{ руб.}, \quad (15)$$

где L — средняя длина поддерживаемой выработки, м; a — удельные трудовые затраты на 1 км выработки, принимаются равными 800, чел.·смен/км год (откаточные полевые штреки и квершлага).

III. СТОИМОСТНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПО ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ

Параметры по очистному забою учитывают влияние основных горно-геологических и горнотехнических факторов (вынимаемая мощность пласта, средняя плотность и крепость угля, длина лавы, нагрузка на очистной забой, скорость подачи выемочной машины и т. д.). Эксплуатационные расходы определялись с разбивкой по элементам: заработная плата с начислениями, материалы, электроэнергия и амортизация при режиме работы лавы в три добычные смены продолжительностью 7 ч каждая и 300 рабочих днях в году.

После математической обработки и обобщений получены следующие зависимости.

а. Себестоимость 1 т угля на очистных работах на пологих и наклонных пластах с использованием комплексов «Донбасс», КМК-97, КМ-87

$$C = \frac{0,26}{m} + \frac{6,02}{\gamma L_{\text{л}}} \left[\frac{4,33 (\gamma + 0,14)}{1,77 + m} + 2,69 - m + \frac{3,46}{m} \right] + 0,016 m^2 + \frac{287,5 + 1,88 L_{\text{л}}}{A_{\text{л}}}, \text{ руб/т}, \quad (16)$$

где $A_{\text{л}}$ — нагрузка на очистной забой в сутки, т; m — мощность пласта, м; γ — средняя плотность угля, т/м³; $L_{\text{л}}$ — длина очистного забоя, м.

б. Себестоимость 1 т угля на очистных работах на пологих и наклонных пластах с использованием комбайнов и стругов с индивидуальной металлической крепью

Т а б л и ц а 6

Тип выемочной машины	Коэффициенты							
	a_1	a_2	a_3	a_4	a_5	a_6	a_7	a_8
1К-101; МК-67	17,47	38,34	0,014	0,12	27,3	1,78	359,14	0,43
БК-52; 2К-52	17,47	38,34	0,005	0,109	27,3	1,78	359,14	0,43
УСТ-2	33,78	54,19	0,024	0,128	23,4	1,78	421,34	0,17
УСБ-67	17,47	36,36	0,005	0,109	25,4	1,78	250,24	1,22
«Темп»	17,47	57,6	-0,08	0	3,62	0,82	276,64	0,09

Т а б л и ц а 7

Тип выемочной машины	Коэффициенты								
	a_1	a_2	a_3	a_4	a_5	a_6	a_7	a_8	a_9
«Темп», ПКГУ	0,082	0	0	0,16	237,6	56,55	1,77	$1/L_{\text{л}}$	424,1
«Темп»	0,503	0,258	0,36	0,66	123,0	0	0	$1/L_{\text{л}}$	260,9
Отбойные молотки	0,59	0,426	0,16	1,23	0	0	0	1,3	47,9

$$C = \frac{0,23}{m\gamma L_{\text{л}}} [L_{\text{л}}(m + 1,11) + a_1 m + a_2] - a_3 m + a_4 + \frac{a_5}{(a_6 + m) L_{\text{л}}} + \frac{a_7 + a_8 L_{\text{л}}}{A_{\text{л}}} \text{ руб/т,} \quad (17)$$

где $a_1, a_2, \dots, a_8$ — коэффициенты, количественные значения которых приведены в табл. 6.

в. Себестоимость 1 т угля на очистных работах на крутых и крутонаклонных пластах:

при работе оборудования на электроэнергии

$$C = a_0 \left(\frac{a_1}{m\gamma} + \frac{a_2}{\gamma} + a_3 m + a_4 + \frac{a_5 + a_6 v_{\text{п}} + a_7 L_{\text{л}}}{A_{\text{л}}} \right), \text{ руб/т,} \quad (18)$$

при работе оборудования на пневмоэнергии

$$C = \frac{a_1}{m\gamma} + \frac{a_2}{\gamma} + a_3 m + a_4 + a_8 a_{10} (3,15 - m) + \frac{a_9 + a_6 + a_7 L_{\text{л}}}{A_{\text{л}}}, \text{ руб/т,} \quad (19)$$

где $v_{\text{п}}$ — средняя скорость подачи комбайна, м/мин; a_0 — коэффициент принимается равным: 1 — при комбайновой выемке и 0 — при выемке отбойными молотками; a_{10} — коэффициент принимается равным: 0,33 — при отбойке угля и 0,70 — антрацита; $a_1, a_2, \dots, a_9$ — коэффициенты, количественные значения которых приведены в табл. 7.

IV. ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ

Стоимостные параметры предназначены для определения эксплуатационных затрат на транспортирование полезного ископаемого по горизонтальным и наклонным выработкам в зависимости от нагрузки на выработку и ее длины при различных средствах транспортирования.

а. Эксплуатационные расходы на транспортирование ленточными конвейерами 2Л100 и 1Л120 по горизонтальным выработкам

$$C = 52 + L10^{-3} (b + 0,001A_c) + 0,102L + 42n, \text{ руб/сут,} \quad (20)$$

где b — слагаемое: принимается для конвейера 2Л100 равным 134, для конвейера 1Л120—58; L — длина транспортной выработки, м; A_c — суточный грузопоток по выработке, т/сут; n — число конвейеров, установленных в выработке.

Для определения затрат на транспортирование 1 т угля необходимо эксплуатационные расходы, рассчитанные по формулам (20)—(23), поделить на суточный грузопоток по выработке в тоннах.

б. Эксплуатационные расходы на транспортирование ленточными конвейерами 2ЛБ80 и 1ЛБ100 по бремсбергам

$$C = 35 + 7 \cdot 10^{-8} A_c L + 42n + 0,15L, \text{ руб/сут.} \quad (21)$$

в. Эксплуатационные расходы на транспортирование ленточными конвейерами 2ЛУ120 и 2ЛУ100 по уклонам

$$C = 52 + 7 \cdot 10^{-8} A_c L + b_1 n + 0,2L, \text{ руб/сут,} \quad (22)$$

где b_1 — коэффициент, для конвейера 2ЛУ120 $b_1 = 81$, для конвейера 2ЛУ100 $b_1 = 40$.

г. Эксплуатационные расходы на транспортирование ленточными конвейерами 2ЛУ120А по наклонным стволам

$$C = 127 + (261 + 0,007A_c) L \cdot 10^{-3} + 100n, \text{ руб/сут.} \quad (23)$$

д. Эксплуатационные расходы на транспортирование электровозами: аккумуляторными АРП-14

$$C = 68,6 + 9,9L_0 + 76,2N_p + 42,2P_{\Sigma} + 45 \cdot 10^{-4} \sum A_i L_i, \text{ руб/сут,} \quad (24)$$

контактными 14К

$$C = 48,6 + 13,9L_0 + (47,4 + 2,2K_0) N_p + 41,4P_{\Sigma} + + 107 \cdot 10^{-4} \sum A_i L_i, \text{ руб/сут,} \quad (25)$$

где L_0 — общая протяженность откаточных выработок горизонта, км; N_p — число рабочих локомотивов в смену; P_{Σ} — число погрузочных пунктов; A_i — сменные грузопотоки по каждому i -му погрузочному пункту; L_i — длина откатки от i -го погрузочного пункта до перегрузки; K_0 — коэффициент, учитывающий одновременность работы электровозов, принимается равным 1 — при 1—2 электровозах, 0,8 — при 3—4, 0,7 — при 5—6.

Для определения затрат на транспортирование электровозами, отнесенных на 1 т угля, необходимо эксплуатационные расходы, рассчитанные по формулам (24) и (25), поделить на суточную проектную мощность шахты в тоннах.

V. ПОДЪЕМ ПО СТВОЛАМ НА ЦЕНТРАЛЬНОЙ ПЛОЩАДКЕ

Стоимостные параметры предназначены для определения эксплуатационных расходов на подъем полезного ископаемого, породы, материалов и людей по вертикальным стволам в зависимости от производственной мощности шахты и высоты подъема. Мощность шахты изменяется в пределах 0,6—3,6 млн. т при высоте подъема до 1000 м, вид подъема — многоканатный.

Эксплуатационные расходы на подъем

$$C = 346 + 0,734H_c + 0,65A + \frac{A}{ZT} (1072 + 0,534A + 1,02H), \text{ руб/сут,} \quad (26)$$

где H_c — высота подъема, м; A — производственная мощность шахты, тыс. т в год; Z — промышленные запасы угля, тыс. т; T — число рабочих дней в году.

Для определения расходов на подъем, отнесенных на 1 т полезного ископаемого, необходимо эксплуатационные расходы, определенные по формуле (26), поделить на суточную проектную мощность шахты в тоннах.

VI. ВОДООТЛИВ

а. Эксплуатационные расходы на водоотлив по вертикальным стволам

$$C = 5,8 \cdot 10^{-5} H_{\text{в}} (7Q_{\text{ш}} + Q_{\text{м}}) + 0,18Q_{\text{ш}} + \left(0,025 + \frac{1}{t}\right) (0,6Q_{\text{ш}} + 0,62H - 66), \text{ тыс. руб. в год,} \quad (27)$$

где $H_{\text{в}}$ — высота подъема воды, м; $Q_{\text{ш}}$ — нормальный приток воды в шахту, м³/ч; $Q_{\text{м}}$ — максимальный приток воды в шахту, м³/ч; t — срок службы водоотливной установки, лет.

б. Эксплуатационные расходы на участковый водоотлив

$$C = 6 \cdot 10^{-4} H Q + 0,042Q + 0,09H, \text{ тыс. руб. в год,} \quad (28)$$

где Q — приток воды на участке, м³/ч; H — высота подъема воды, м.

Для определения расходов на водоотлив, отнесенных на 1 т угля, необходимо эксплуатационные расходы, подсчитанные по формулам (27) и (28), поделить на годовую проектную мощность шахты в тоннах.

VII. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ НА ПОВЕРХНОСТИ

Полные затраты на строительство зданий и сооружений на поверхности на момент освоения проектной мощности, включая подготовку и благоустройство территории и проведение внешних коммуникаций, рекомендуется определять по формуле

$$K = 2A + 3342 + 0,5N + 95l_1 + 110l_2 + 51l_3, \text{ тыс. руб.,} \quad (29)$$

где A — проектная мощность шахты, тыс. т/год; N — списочная численность трудящихся на шахте, чел/сутки; l_1 — протяженность путей железнодорожной станции шахты, равная 1,55 A , км; l_2 — протяженность подъездных путей, км; l_3 — протяженность автодорог по шахте, км.

- Агрегат 108
- Агрегатная выемка 191
- Блок 27, 92, 211, 256
- Блоковый способ подготовки 27
- Борт лавы 213
 - карьера 255
- Бремсберг 12, 25, 26, 159
- Бремсберговое поле 25
- Бровка уступа 256
- Бурошнековая выемка 191
- Вентиляционное устройство 80
- Верхняк 116, 120
- Вертикальная высота этажа 18
- Взрывной способ выемки 199
- Висячий бок пласта 36
- Внезапный выброс метана 18, 183
- Восстающий 13
- Восходящий порядок выемки
 - — — пластов 33
- Вскрытие пластов 22, 83
- Вскрышные породы 260
 - работы 260
- Выемка угля пилами 195
 - — без постоянного присутствия рабочих в очистном забое 4, 190
- Выемочное поле 26, 73
 - столб 26
 - участок 26
- Выработанное пространство 103
- Гезенк 10, 71, 82
- Гипотеза горного давления 100
 - плит и балок 100
- Гипсометрия пласта 17, 68
- Горизонт 24, 37
 - скрепирования 247
- Горная выработка 9
- Горное предприятие 15
 - давление 33, 80, 97
 - удар 33
- Группировка пластов 34, 72
- Добычные работы 260
- Донный выпуск руды 250
- Дренажный штрек 259
- Забой 256
- Закладка 102, 213
- Закладочный массив 102, 213
 - материалы 97
- Запасы 18, 19
- Затяжка 148
- Заходка 97, 203
- Зона первоначального напряженного состояния горных пород 108
 - зона пониженных напряжений 144
 - повышенных напряжений 144
 - активного горного давления 180
 - установившегося горного давления 181
- Зумпф 44
- Изогипса 17, 68
- Индивидуальная подготовка пластов 34
- Камера 13, 90
- Карьер 255
- Квершлаг 12, 38, 70, 73, 165
- Кливаж 139
- Комбайновая выемка 109
- Комплекс машин 108
 - оборудования 107
- Контур карьера 255
- Концентрационный горизонт 226
- Коэффициент потерь 19
 - извлечения 20
 - одновременности разработки 32
 - вскрыши 260
- Креп 108, 113, 119, 120, 121
- Кровля 8, 98
- Крыло шахтного поля 25
- Лава 13
- Лежачий бок пласта 36
- Линия забоев 190
- Магазинный уступ 147
- Месторождение 7
- Метод вариантов 285
- Мощность пласта 8, 9
 - шахты 21
- Надработка пласта 33
- Наклонная высота этажа 25
- Негабарит 232
- Независимые пласты 33
- Нисходящий порядок выемки 33
- Ниша 125, 128
- Одновременная разработка пластов 31
- Околоствольный двор 13, 87, 88
- Опорное давление 143, 180
- Орт 12, 222
- Отбойка на подконсольное пространство 250
 - руды в зажиме 231
- Отвал 94, 264
- Откос 256
- Отработка защитных пластов 185
 - этажей 29, 30
- Очистная выемка 23
 - выработка 13
 - забой 13

- работы 34
- Панель 26
- Панельный способ подготовки 26
- Печь 13, 47, 174, 213
- Пласт 7, 8, 9, 184, 185
- Площадка уступа 256
- Погоризонтный способ подготовки 28
- Подготовка выемочного поля 159
- шахтного поля 22, 24
- Поддержание горных выработок 179
- Подработка пласта 33
- Подступ 256
- Подэтаж 161
- Полевая подготовка 34, 143
- Полезное ископаемое 7
- Поле по восстанию 25
- по падению 26
- Последовательная разработка пла-
стов 31
- Потери 19
- Почва пласта 8, 98
- Производительность пласта 20
- Промежуточный горизонт 71, 226
- Просек 12
- Разработка месторождения 23
- сближенных пластов 33
- крутых пластов полосами по про-
стиранию 167
- Разрез 255
- Разубоживание руды 23
- Расположение стволов 39, 43
- Рудник 15
- Рудоспуск 13
- Самовозгорание угля 34, 139
- Сближенные пласты 33
- Сбойка 43
- Свита пластов 9
- Свойства боковых пород 98
- Система разработки 86, 133
- — сплошная 135, 140
- — столбовая 135, 151, 162, 165
- — комбинированная 135
- — камерная 200
- — камерно-столбовая 202, 239
- Скат угольный 13, 213
- Скважина 10
- Слепой ствол 10, 82
- Слой 136, 204, 208
- Способ вскрытия 35
- проветривания 52, 69
- Стадии разработки месторождения 22
- Стол 10, 12
- Суфлярное выделение метана 17
- Схема проветривания 29, 47, 52
- Терриконик /отвал/ 94
- Транспортный горизонт 37
- Траншея 256, 265
- Угол откоса 256
- падения пласта 8
- Узкозахватная выемка 109
- Уклон 12, 25, 26
- Уклонное поле 25
- Управление горным давлением 100,
149
- Устойчивость горных пород 99
- Уступ 256
- Ходок 12, 13
- Целик 13, 19, 76, 97, 274
- Цикл 132
- Шаг обрушения 102
- Шахта 15
- Шахтное поле 16, 25
- Широкозахватная выемка 108
- Штольня 12, 82
- Штрек 10, 12, 25, 51, 57, 69, 73, 141,
180, 207
- Шурф 10
- Шпур 17
- Щит 170, 172, 177
- Щитовой агрегат 71
- Этаж 25
- Этажный способ подготовки 25
- Ярус 26

Предисловие	Стр. 3
ЧАСТЬ ПЕРВАЯ ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ	
Глава I. Основные понятия о шахте и терминология	7
§ 1. Элементы залегания месторождений полезных ископаемых	7
§ 2. Горные выработки	9
§ 3. Формы и размеры поперечного сечения выработок	14
§ 4. Шахта. Шахтное поле	15
§ 5. Деление шахт на категории по метану	17
§ 6. Запасы шахтного поля. Потери	18
§ 7. Основные параметры шахты	21
§ 8. Стадии разработки месторождения	22
Глава II. Подготовка шахтных полей пластовых месторождений.	24
§ 9. Способы подготовки шахтных полей	24
§ 10. Последовательность отработки этажей и панелей в шахтном поле.	29
§ 11. Порядок отработки этажей и ярусов	30
§ 12. Число одновременно разрабатываемых пластов в свите	31
§ 13. Очередность разработки пластов в свите	32
§ 14. Подготовка пластов	34
Глава III. Вскрытие угольных месторождений	35
§ 15. Способы вскрытия шахтных полей	35
§ 16. Расположение вертикальных стволов в шахтном поле	39
§ 17. Одногоризонный способ вскрытия пологих пластов вертикаль- ными стволами	44
§ 18. Многогоризонтное вскрытие пологих пластов	59
§ 19. Вскрытие пологих пластов вертикальными стволами при блоко- вой подготовке шахтного поля	62
§ 20. Вскрытие горизонтальных пластов	66
§ 21. Вскрытие свиты крутонаклонных и крутых пластов	70
§ 22. Группировка пластов	72
§ 23. Особенности вскрытия пластов на больших глубинах	76
§ 24. Вскрытие пластов наклонными стволами	78
§ 25. Вскрытие месторождений штольнями	82
§ 26. Комбинированные способы вскрытия	83
§ 27. Направления совершенствования способов вскрытия и подго- товки шахтных полей	85
Глава IV. Околоствольные дворы. Технологический комплекс по- верхности шахты	86
§ 28. Околоствольные дворы	86
§ 29. Камеры околоствольного двора	89
	301

§ 30. Привязка околоствольного двора к вскрывающим выработкам.	91
§ 31. Технологический комплекс поверхности шахты	92
§ 32. Увязка околоствольного двора и технологического комплекса поверхности	96

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Г л а в а V. Технология, механизация и организация очистных работ на пологих и наклонных пластах	97

§ 33. Горное давление в очистном забое. Классификация вмещающих пород	97
§ 34. Управление горным давлением	100
§ 35. Технология очистной выемки	107
§ 36. Технология очистных работ механизированными комплексами с узкозахватными комбайнами	109
§ 37. Технология очистных работ с применением струговых установок.	126
§ 38. Направления совершенствования технологии и комплексной механизации очистных работ	129
§ 39. Организация работ в очистном забое	129

Г л а в а VI. Общие понятия о системах разработки	133

§ 40. Требования, предъявляемые к системам разработки	133
§ 41. Классификация систем разработки	135
§ 42. Факторы, влияющие на выбор системы разработки	137

Г л а в а VII. Сплошные системы разработки	139

§ 43. Сплошная система разработки пологих пластов	139
§ 44. Сплошная система разработки тонких крутых пластов. Средства механизации и производственные процессы в лаве	146

Г л а в а VIII. Системы разработки длинными столбами	151

§ 45. Системы разработки длинными столбами по простиранию при панельной подготовке шахтного поля	151
§ 46. Системы разработки длинными столбами в условиях Подмосквового бассейна	156
§ 47. Системы разработки длинными столбами по простиранию при этажной подготовке шахтного поля	158
§ 48. Система разработки длинными столбами по падению	162
§ 49. Столбовая система разработки по простиранию на крутых пластах	165
§ 50. Столбовая система разработки полосами по падению с применением конвейероструговых агрегатов	167
§ 51. Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля полосами по падению под щитовым перекрытием	170
§ 52. Поддержание и охрана горных выработок	179
§ 53. Сравнительная оценка сплошных и столбовых систем разработки.	
§ 54. Особенности разработки пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа	183
§ 55. Разработка пластов, склонных к горным ударам	187

Г л а в а IX. Технология выемки угля без присутствия рабочих в очистном забое	191

§ 56. Общие положения	191
§ 57. Технология разработки пологих пластов без присутствия рабочих в очистном забое	191

§ 58. Технология разработки крутых пластов без присутствия рабочих в очистном забое	195

Г л а в а X. Системы разработки с короткими очистными забоями.

§ 59. Разработка месторождений камерами	200
§ 60. Камерно-столбовая система разработки	202

Г л а в а XI. Системы разработки мощных пластов с разделением на слои

§ 61. Общие положения	204
§ 62. Способы деления пласта на слои	204
§ 63. Разработка пологих пластов наклонными слоями с обрушением пород кровли	206
§ 64. Комбинированная система разработки с гибким перекрытием и механизированным комплексом КТУ-2МКЭ на пологих пластах	207
§ 65. Разработка крутых пластов наклонными слоями полосами по простиранию с закладкой	211
§ 66. Разработка крутого пласта горизонтальными полосами по восстанию с гидравлической закладкой	215
§ 67. Направления дальнейшего совершенствования систем разработки	216

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Г л а в а XII. Подземная разработка рудных месторождений	218
§ 68. Общие положения	218
§ 69. Особенности залегания и разработки рудных месторождений	219
§ 70. Способы подготовки рудных месторождений	221
§ 71. Вскрытие рудных месторождений	225
§ 72. Основные производственные процессы очистной выемки	229
§ 73. Классификация систем разработки рудных месторождений	235
§ 74. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	237
§ 75. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	244
§ 76. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)	250
§ 77. Выбор системы разработки по технологическим факторам	253

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Г л а в а XIII. Технология и механизация добычи полезных ископаемых открытым способом	255
§ 78. Горнотехнические понятия и терминология	255
§ 79. Преимущества и недостатки открытого способа разработки	257
§ 80. Этапы открытой разработки	258
§ 81. Вскрышные и добычные работы. Средства механизации	259
§ 82. Вскрытие месторождения	265
§ 83. Системы разработки и их элементы	267

ЧАСТЬ ПЯТАЯ ПРОЕКТИРОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Глава XIV. Некоторые вопросы проектирования на примере угольных шахт	270
§ 84. Общие вопросы проектирования	270
§ 85. Обоснование границ шахтного поля. Подсчет запасов	273
§ 86. Обоснование технологии и выбор средств комплексной механизации очистной выемки	275
§ 87. Определение длины лавы и нагрузки на очистной забой	276
§ 88. Обоснование проектной мощности и срока службы шахты	280
§ 89. Определение числа действующих забоев и распределение их между одновременно разрабатываемыми пластами	281
§ 90. Понятие о стоимостных параметрах	283
§ 91. Определение размера панели по простиранию	283
§ 92. Выбор способа вскрытия и подготовки шахтного поля	284
§ 93. Обоснование системы разработки	287
§ 94. Определение расстояния между промежуточными квершлагами. Список литературы	288
Приложение. Стоимостные параметры на основные виды работ	290
Предметный указатель	299

АНАТОЛИЙ ПЕТРОВИЧ КИЛЯЧКОВ

ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Редактор издательства *И. В. Коваль*
 Переплет художника *О. В. Камаева*
 Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
 Технические редакторы: *В. Л. Прозоровская, Л. Н. Шиманова*
 Корректор *Т. М. Столярова*

Сдано в набор 07.03.79. Подписано в печать 17.07.79. Т-14502. Формат 60×90^{1/16}.
 Бумага № 2. Гарнитура литер. Печать высокая. Печ. л. 19,0. Уч.-изд. л. 20,7
 Тираж 9700 экз. Заказ 5320/7019—10 Цена 1 руб.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19,

Отпечатано с матриц Чеховского полиграфического комбината
 Союзполиграфпрома Государственного комитета СССР по делам
 издательств, полиграфии и книжной торговли,
 г. Чехов, Московской области
 в Ленинградской типографии № 6 ЛПО «Техническая книга»
 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР
 по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.
 193144, Ленинград, С-144, ул. Моисеенко, 10. Заказ 1483