

А.С. Бурчаков
Ю.А. Жежелевский
С.А. Ярунин

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Допущено Государственным комитетом СССР
по народному образованию в качестве учебника
для иностранных студентов, обучающихся в вузах СССР
по специальности «Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых»*



МОСКВА "НЕДРА" 1989

ББК 33.31
Б 91
УДК 622.272.31:622.33(075.8)

Рецензенты: кафедра технологии и комплексной механизации горных работ Тульского политехнического института и проф. *Г. П. Ананьин*

Бурчаков А. С., Жежелевский Ю. А., Ярунин С. А.
Б 91 Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1989. — 431 с.: ил.
ISBN 5—247—00868—5

Приведены сведения об основных угольных бассейнах мира и перспективах развития добычи угля. Рассмотрены схемы и способы вскрытия месторождений, подготовка и системы разработки шахтных полей, производственные процессы при добыче угля подземным способом. Описаны средства механизации горных работ по очистной выемке, проведению подготовительных выработок, транспортированию угля, породы, материалов и оборудования. Изложены основы проектирования шахт и конструирования схем подготовки и систем разработки шахтных полей. Даны методики оптимизации горнотехнических параметров, а также выбора рациональных технологических схем.

Для иностранных студентов вузов, обучающихся по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых».

Б $\frac{2502040000-155}{043(01)-89}$ 260—89

ББК 33.31

ISBN 5—247—00868—5

© Издательство «Недра», 1989

В учебных институтах Советского Союза примерно за 30 лет подготовлено несколько тысяч горных инженеров для социалистических и развивающихся стран, расположенных на различных континентах. Все они с успехом применяют полученные знания в практике, совершенствуя технику и технологию добычи полезных ископаемых на горных предприятиях своих стран.

Опыт показал, что подготовка иностранных студентов в вузах СССР встречает определенные затруднения из-за отсутствия учебника по технологии и механизации подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых, в котором достижения советской горной науки и практики тесно увязывались бы с направлениями научно-технического прогресса в горной промышленности основных горнодобывающих стран мира и отражалась бы специфика горного производства в той или иной стране.

Авторы настоящего учебника поставили своей целью устранить имеющийся пробел, изложив материал так, чтобы освещение вопросов технологии и механизации горных работ при подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых сопровождалось примерами из практики горнодобывающей промышленности отдельных стран, наглядно свидетельствующими о направлениях развития техники и технологии подземных горных работ и характерных особенностях в применении тех или иных схем и способов вскрытия месторождений, подготовки и систем разработки, средств механизации производственных процессов. При этом основной упор сделан на КНР, США, СССР, ПНР, Великобританию и ФРГ, т. е. те страны, которые характеризуются как наибольшими масштабами добычи угля, так и наиболее высоким техническим уровнем угольной промышленности.

Авторы надеются, что данный учебник будет полезен также советским студентам и инженерно-техническим работникам, интересующимся состоянием и направлениями развития угледобычи в зарубежных странах.

Раздел первый

ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ БАЛАНС МИРА.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОСНОВНЫХ УГОЛЬНЫХ

МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СТРАН МИРА

И ЗАПАСАХ УГЛЯ. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ

1. ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ БАЛАНС МИРА

1.1. Состояние энергетического баланса и добыча угля

Проблема обеспечения энергией является постоянным объектом забот и внимания человечества. Каждому историческому этапу соответствуют свои аспекты этой проблемы.

В 1910 г. в топливном балансе стран Мира широко использовались уголь (65%), дрова (16%), растительные и животные отбросы (16%), на долю же нефти приходилось всего 3%, природный горючий газ вообще не применялся. Только в 30-х годах XX в. положение начало меняться: снизилась доля угля (55%), значительно вырос удельный вес нефти (15%), стал применяться природный горючий газ (3%).

В дальнейшем положение резко меняется. Одновременно с ростом потребления топливно-энергетических ресурсов в 1961—1980 гг. происходило изменение структуры энергетического баланса главным образом за счет ускоренного вовлечения в сферу энергопотребления нефти и природного газа. Этот процесс был особенно характерен для промышленно развитых капиталистических стран, в том числе для тех из них, которые не имеют или почти не имеют собственных ресурсов нефти и газа (Япония, ФРГ, Франция и др.). Увеличение удельного веса нефти и природного газа в мировом топливно-энергетическом балансе обуславливалось не только их лучшими термофизическими характеристиками, транспортабельностью и высокой технологичностью при использовании в различных производственных процессах, но и быстрым ростом производства дешевой нефти в странах Ближнего и Среднего Востока и Северной Африки.

В результате доля нефти и газа в энергопотреблении за 1960—1980 гг. увеличилась соответственно в 1,35 и 1,56 раза при одновременном уменьшении доли твердого топлива в 1,7 раза. При этом потребление всех видов топливно-энергетических ресурсов в мире возросло почти в 2,4 раза, достигнув примерно 10,5 млрд т условного топлива (у.т.) в 1980 г.

Разразившийся в начале 70-х годов энергетический кризис привел к новой перестройке мирового энергетического баланса.

Таблица 1.1

Вид топливно-энергетических ресурсов	Потребление различных видов топливно-энергетических ресурсов и их удельный вес			
	1980 г.		2000 г.	
	млн т у. т.	%	млн т у. т.	%
Нефть	3915	37,8	5000	29,4
Газ	2169	20,9	2750	16,2
Уголь	3016	29,1	4800	28,2
Ядерное топливо	270	2,6	3000	17,6
Гидроресурсы	690	6,7	750	4,4
Прочие	298	2,9	300	1,8
Новые	—	—	400	2,4
Всего	10358	100	17000	100

Он явился толчком к разработке в большинстве промышленно развитых капиталистических стран национальных энергетических программ, предусматривающих: развитие национальной топливно-энергетической базы; осуществление мер по экономии топлива и энергии и эффективному их использованию во всех сферах применения; развитие добычи твердых видов топлива с ориентацией на производство на их основе синтетических жидких топлив, искусственного газа и высококалорийного твердого топлива; повышение доли атомной энергии, а в перспективе — энергии возобновляемых источников и энергии термоядерного синтеза.

Ориентация на развитие добычи твердых видов топлива (уголь, горючие сланцы, торф) во многом обусловлена их большими запасами. В мировых запасах ископаемого топлива на долю угля, горючих сланцев и торфа приходится по объему 90%, а на долю нефти и газа — 7%. С учетом теплоты сгорания доля указанных горючих ископаемых составляет соответственно 74 и 26%.

В последние годы мировое потребление угля растет более высокими темпами, чем общее потребление энергии в целом. Так, если в 1975—1986 гг. потребление угля возросло на 26%, то общее потребление энергии — только на 17%. По мнению специалистов, к 2000 г. доли угля и нефти в мировом энергобалансе (по добыче и потреблению) станут примерно одинаковыми (табл. 1.1).

В настоящее время добыча ископаемых углей ведется в 60 странах. Ежегодно свыше 100 млн т угля добывается в 10 странах: СССР, США, КНР, ПНР, ФРГ, ГДР, ЧССР, Великобритании, Индии, Австралии. На их долю приходится 87%

мировой добычи угля. В 13 странах годовая добыча составляет 10—100 млн т: ЮАР, КНДР, СФРЮ, Канада, СРР, НРБ, ВНР, Франция, Греция, Испания, Южная Корея, Турция, Япония. В 16 странах она находится в пределах 1—10 млн т, а во всех остальных — не превышает 0,1 млн т (Бирма, Тунис, Демократическая Республика Мадагаскар и др.).

Две трети мировой добычи каменного угля приходится на три страны: КНР, США и СССР.

С момента начала энергетического кризиса (1973 г.) добыча каменного угля, составлявшая 2,3 млрд т, постоянно возрастала, увеличившись в 1985 г. до 3,3 млрд т.

В будущем ожидается дальнейший рост добычи угля. По одним оценкам ее уровень к концу столетия достигнет 5 млрд т, по другим — 7 млрд т. По прогнозу, составленному компанией «Предикаст» (США), добыча и потребление угля будут увеличиваться примерно на 3,4% в год и составят в 1995 г. 6055 млн т:

Добыча угля, млн т	6055
в том числе:	
каменного	4500
бурого и лигнита	1555
Потребление угля, млн т	6055
в том числе:	
для производства электроэнергии	3290
в металлургии	695
в других отраслях промышленности	1410
в бытовом секторе	455
для переработки	205

В США в 1995 г. уровень добычи угля составит около 1500 млн т угля, в КНР — 995 млн т. Существенное увеличение добычи угля ожидается в Австралии, ЮАР, Индии, Колумбии и Бразилии. Основными поставщиками угля на мировом рынке будут США, Австралия, ЮАР, ПНР и СССР.

Поскольку ископаемый уголь остается единственным крупным топливным ресурсом человечества, предполагается, что он со временем заменит нефть и газ. В промышленно развитых странах уголь будет основным видом топлива, обеспечивающим рост экономики, и главным заменителем нефти во многих областях ее использования в настоящее время. Для большинства развивающихся стран уголь также будет единственным источником получения необходимой электроэнергии.

1.2. Мировые запасы угля*

Мировые геологические запасы углей, содержащиеся в угленосных формациях всех геологических систем, по состоянию на 1980 г. оценивались в 14311 млрд т (табл. 1.2).

* Раздел написан В. Б. Казаковым.

Таблица 1.2

Континент	Типы углей	Общие геологические запасы		Разведанные запасы			
				всего		в том числе достоверные	
		млрд т	%	млрд т	%	млрд т	%
Европа	Все	1346	9	579	16	318	23
	Каменные	1024	11	435	18	231	24
	Бурые	326	7	144	11	87	28
Азия	Все	8109	57	952	26	319	24
	Каменные	5933	63	757	32	213	22
	Бурые	2176	44	195	14	106	33
Америка	Все	4251	30	1711	46	553	40
	Каменные	2003	21	817	35	481	48
	Бурые	2248	46	894	66	72	23
в том числе Северная	Все	4160	29	1684	45	549	40
	Каменные	1922	20	796	34	477	47
	Бурые	2238	46	888	66	72	23
Южная	Все	91	1	26	1	3	0
	Каменные	81	1	21	1	3	1
	Бурые	10	—	5	—	—	—
Африка	Все	246	2	177	3	66	5
	Каменные	244	3	177	5	66	3
	Бурые	2	—	—	—	—	—
Австралия	Все	359	2	345	9	110	8
	Каменные	230	2	230	10	42	3
	Бурые	129	3	115	9	68	16
Всего	Все	14311	100	3705	100	1367	100
	Каменные	9428	100	2356	100	1033	100
	Бурые	4883	100	1348	100	334	100

На Земле насчитывается более 3600 угольных бассейнов и месторождений, расположенных на всех материках. Семь из них относятся к бассейнам-гигантам, геологические запасы каждого превышают 500 млрд т: Ленский, Тунгусский, Таймырский, Канско-Ачинский, Кузнецкий (СССР), Алма-Амазона (Бразилия) и Аппалачский (США). Четыре бассейна имеют запасы по 200—500 млрд т: Нижнерейнско-Вестфальский (ФРГ), Донецкий, Печорский (СССР) и Иллинойский (США). Около 210 бассейнов и месторождений располагают запасами от 0,5 до 200 млрд т каждый. Все остальные угольные бассейны и месторождения обладают запасами менее 0,5 млрд т каждый.

По континентам ресурсы каменных и бурых углей распределены следующим образом: Азия — 57%, Америка — 30%, Европа — 9%, Австралия и Африка — по 2%.

Основные запасы углей находятся на территории СССР, КНР и США. Общие геологические запасы каменных и бурых

углей в СССР составляют 6800 млрд т, в США — 3600 млрд т, в КНР — 1500 млрд т. В ведущих угледобывающих странах учтенные геологические запасы подсчитаны до глубины 600 м. Однако в отдельных крупных бассейнах (Донецкий, СССР; Рурский, ФРГ; Кампинский, Бельгия) запасы углей до глубины 600 м практически выработаны, а оставшиеся сосредоточены на больших глубинах.

Угленосные формации распространены примерно на 15% площади всех континентов. В СССР и США на их долю приходится около 13% территории. Примерно таково же распространение угленосных формаций в Европе, Азии и Австралии.

1.3. Основные направления использования угля

В настоящее время добываемые угли используются в основном для производства энергии и получения кокса, в меньшей степени — для получения газа, полукокса, обгазированного жидкого топлива.

Основные тенденции роста потребления углей будут связаны со спросом на:

- энергетический уголь для производства электроэнергии (с учетом возможной замены нефти и газа углем);

- коксуемый уголь в зависимости от перспектив развития черной металлургии;

- энергетический уголь как источник получения тепла в случае экономической целесообразности или неизбежности перехода с жидкого или газообразного топлива на уголь;

- уголь как источник получения различных веществ и элементов;

- уголь для получения жидкого и газообразного топлива (при условии рентабельности соответствующих технологий).

Во многих странах ведутся активные работы по созданию новых или совершенствованию имеющихся технологий использования угля. Они в основном направлены на повышение эффективности процесса сжигания и приспособления его для различных целей, расширение ассортимента углей, используемых в небольших котельных, и уменьшения отрицательного воздействия на окружающую среду, наблюдаемого при сжигании угля.

Совершенствование и развитие технологии использования угля, направленной на получение обгазированного топлива, осуществляются в следующих направлениях:

- внедрение процессов, обеспечивающих использование углей малододефицитных марок для производства кокса, технологического и обгазированного (бездымного) топлива, полукокса, брикетов, формованного металлургического кокса;

- широкое применение дешевых углей, жидкого топлива;

создание новых способов переработки и транспортирования угля, предотвращающих загрязнение окружающей среды;
разработка автоматизированных энергетических систем большой производительности, работающих на угле;

расширение использования углей и содержащихся в них ценных компонентов для производства разнообразных химических продуктов;

использование содержащихся в углях минеральных примесей для производства строительных материалов и других нужд.

Одной из новых многообещающих технологий использования угля является сжигание его в псевдоожиженном слое. Такая технология позволяет успешно сжигать высокосольный уголь, добываясь одинаковой производственной мощности котельных агрегатов при меньших их размерах по сравнению с обычными котлами. К ее достоинствам относится также меньшее содержание оксидов азота в дымовых газах.

Большой прогресс достигнут в разработке технологии получения топлива посредством смешения измельченного угля с нефтью. Получаемая угольно-нефтяная смесь, содержащая от 20 до 50 % угля, может использоваться в качестве топлива в котлах, предназначенных для сжигания нефти. Наибольшее применение угольно-нефтяные смеси нашли в США и Японии.

При совершенствовании процесса газификации угля главное внимание направлено на более полное превращение угля в газ при полном отсутствии либо небольшом количестве твердого остатка или побочных продуктов и получение газа с теплотой сгорания, примерно равной теплоте сгорания природного газа (метана).

Значительное внимание уделяется также технологии производства жидкого топлива из угля. Топливо, получаемое с помощью новых процессов газификации и ожижения угля, вне всякого сомнения, станет существенным элементом национальных энергетических балансов во многих странах в 90-е годы и более отдаленном будущем.

Одним из кардинальных вопросов использования угля является совершенствование способов его транспортирования от мест добычи к потребителю. Применение обычных средств транспортирования (железнодорожный, конвейерный и автомобильный транспорт) сопряжено со значительным загрязнением окружающей среды угольной пылью. В связи с этим в качестве альтернативного вида транспорта на большие расстояния рассматривается трубопроводный транспорт, применение которого может дать к тому же существенный экономический эффект. По прогнозу бюро информации министерства энергетики США, гидравлический транспорт угля в количестве 44—48 млн т у. т. по четырем трубопроводам вместо железнодорожного обеспечит в 1995 г. снижение затрат электростанций на 200—1000 млн

долл. В настоящее время действует один такой трубопровод протяженностью 439 км и пропускной способностью 5,5 млн т угля в год.

Рассматриваются проекты строительства трубопроводов для гидравлического транспортирования угля на дальние расстояния в КНР и Индии.

Ведутся испытания систем трубопроводного транспорта, в которых вместо воды используется нефть. Если испытания завершатся успешно, то такой вид транспорта может обеспечить самую простую и быструю доставку угля на тепловых электростанциях, рассчитанных на сжигание нефтепродуктов. Тем более, что для этого во многих случаях возможно использование существующих систем подачи и распределения нефти.

В Канаде ведутся интенсивные исследования по трубопроводному транспорту смеси угля и метанола. Эту смесь предполагается транспортировать по существующему трубопроводу длиной 1287 км из провинции Альберта в Ванкувер.

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОБЪЕКТА

2.1. Природа образования, физико-химические и механические свойства угля

Угольным месторождением называется природное скопление угля, которое в количественном и качественном отношении пригодно для промышленного освоения.

Ископаемые угли — это твердые горючие вещества осадочно-го происхождения, состоящие из продуктов биохимического разложения органических веществ и содержащие от 75 до 97% углерода и некоторое количество минеральных примесей. Ископаемые угли залегают в виде пластообразных тел или прослоев среди других пород осадочного происхождения.

Образование твердых горючих ископаемых связано с периодом интенсивного развития растительности в пределах прибрежно-морских, прибрежно-озерных и межгорных низменностей, где имелись благоприятные условия для развития торфяных болот и водоемов со стоячей водой. Каменный уголь образовался главным образом из наземных или болотных растений, которые после отмирания быстро и полностью были изолированы от взаимодействия с кислородом воздуха.

Так называемый процесс углефикации протекал в два больших периода. На первом из них (начальном или торфяном) происходили разложение и превращение растительных остатков под влиянием биохимических процессов. Этот период определяет генетический тип угля, петрографические особенности которого обусловлены характером и глубиной превращения исходного вещества. На втором после покрытия пласта кровлей (период

углефикации) происходило химическое изменение дифференцированного в торфяном болоте вещества. Под действием давления вышележащих толщ и температуры в фиксируемом веществе увеличивалось содержание углерода и уменьшалось содержание кислорода и летучих компонентов. Степень углефикации определяет промышленные типы углей (бурый, газовый, длиннопламенный и т. д.).

По происхождению ископаемые угли разделяют на две основные группы: гумолиты (гумусовые угли), образовавшиеся в условиях болот из остатков высших растений, и сапропелиты (сапропелевые угли), образовавшиеся в условиях застойных вод озер из остатков низших растений (водорослей) и животного планктона или в лагунах из мелководных органических илов (горючие сланцы).

В свою очередь, гумолиты делят на гумиты — продукт разложения лигнин-целлюлозных тканей высших растений и липтобиолиты, образовавшиеся в результате накопления и биохимического разложения стойких частей растений. Липтобиолиты занимают подчиненное значение в общей массе ископаемых углей и имеют низкое качество в результате загрязнения минеральными примесями. Однако некоторые липтобиолиты характеризуются высоким выходом битума, восковая часть которого представляет большой промышленный интерес.

Среди гумитов по физическим (блеск, твердость) и петрографическим (микроструктура) признакам различают следующие основные составляющие угля: фюзен, дюрен (матовые ингредиенты), витрен, кларен (блестящие ингредиенты) и комбинированные.

Сапропелевые угли по наличию и сохранности остатков низших растений разделяют на богхеды (с хорошо сохранившимися водорослями), характерные для Подмосковского бассейна (СССР), сапроколлиты и гумусово-сапропелевые угли.

По способу накопления материнского вещества различают автохтонные угли, образовавшиеся на месте произрастания растительности, и аллохтонные угли, образованные путем приноса растительного материала из других мест.

Петрографический состав углей оказывает большое влияние на их свойства. Витренизированная масса угля хорошо спекается, фюзенированная — не спекается. Петрографические типы угля отличаются также по механической прочности. Блестящие и полублестящие типы углей обладают слабой механической прочностью.

Элементарный состав органической массы углей включает углерод, водород, кислород, азот и небольшое количество серы и фосфора.

Углерод представляет собой самую существенную часть ископаемых углей как по содержанию, так и по его значению при

определении ценности и пригодности угля. Содержание углерода в угле определяет его энергетическую ценность.

Уголь как топливо условно разделяют на горючую массу, которая представляет собой безводную и беззольную часть угля, и негорючую — балласт, состоящий из золы и влаги. Горючая масса при сгорании выделяет тепло, которое может быть использовано для различных целей в промышленности и быту.

Промышленная классификация ископаемых углей отличается большим многообразием. Вместе с тем частные классификации углей, принятые в различных странах Мира, могут быть представлены следующими общими классификациями:

I — антрациты, каменные и бурые угли;

II — антрациты, битуминозные, суббитуминозные угли и лигниты.

Первая классификация принята в странах Европы, вторая — в Америке, Австралии.

В большинстве классификаций, принятых в европейских странах, и международных классификациях граница между каменными углями и антрацитами устанавливается по выходу летучих веществ (6—10%), между каменными и бурыми углями — по удельной высшей теплоте сгорания влажного беззольного топлива 23,86 МДж/кг.

Бурые угли классифицируют по влажности рабочего топлива и выходу смол полукоксования. В СССР бурые угли по влажности рабочего топлива подразделяют на три технологические группы — Б1, Б2 и Б3 с влажностью соответственно более 40, 40—30 и менее 30 %.

Каменные угли классифицируют по выходу летучих веществ, спекаемости, толщине пластического слоя, индексу Рога, индексу свободного вспучивания, типу кокса по Грей-Кингу и содержанию углерода.

По классификациям, принятым в США и ряде других стран и соответствующим второй классификации общего типа, границу между антрацитами и битуминозными углями проводят по выходу летучих веществ 14% и содержанию связанного углерода 86%, между битуминозными и суббитуминозными углями — по удельной высшей теплоте сгорания влажного беззольного топлива 26,75 МДж/кг, между суббитуминозными и лигнитами — по удельной высшей теплоте сгорания влажного беззольного топлива 19,23 МДж/кг.

Марка углей в СССР определяется по классификации, в которой в качестве параметра, характеризующего стадию метаморфизма угля, принят выход летучих веществ, а в качестве технологического параметра — толщина пластического слоя. Дополнительным признаком для отнесения некоторых углей к слабоспекающимся является индекс Рога, или характеристика

нелетучего остатка (королька). Действующими в СССР стандартами предусмотрены следующие марки угля: длиннопламенный (Д), газовый (Г), газовый жирный (ГЖ), жирный (Ж), коксовый жирный (КЖ), коксовый (К), коксовый второй (К2), отощенный спекающийся (ОС), слабоспекающийся (СС), тощий (Т) и антрацит (А).

В США по принятой классификации антрациты США соответствуют ориентировочно антрацитам и тощим углям европейских стран, битуминозные угли — каменным спекающимся углям (от Г до ОС по классификации СССР), суббитуминозные А и частично Б — длиннопламенным, суббитуминозные Б и С — плотным бурым углем БЗ и частично Б2, лигниты А — частично плотным бурым углем Б2 и лигниты В — мягким бурым углем Б1.

Физические свойства углей являются важными диагностическими признаками.

Цвет варьирует от светло-коричневого до черного для гумусовых углей и от оливкового до черного для сапропелевых. С увеличением метаморфизма цвет становится все более металлическим.

Блеск углей по характеру бывает стеклянный, смоляной, жирный, шелковистый и металлический, а по интенсивности — блестящий, полублестящий, матовый, полуматовый.

Твердость углей по шкале Мооса меняется от 1 у бурых до 3 у антрацитов, увеличиваясь с повышением степени метаморфизма и уменьшаясь с ростом зольности.

Текстура углей — массивная, слоистая, линзовидная.

Структура углей определяется характером сочленения растительных остатков. Ее устанавливают на вертикальном изломе, различая следующие структуры: однородную, штриховую, полосчатую.

Плотность угля в массиве составляет 1,25 т/м³ у бурых углей, 1,26—1,34 у каменных и 1,36—1,7 т/м³ у антрацитов.

Влажность угля — содержание в нем свободной (поверхностной и трещинно-поровой) и связанной (адсорбированной) воды. Различают рабочую влажность, которая определяет теплотехнические свойства угля, и влажность в воздушно-сухом состоянии. Рабочая влажность для угля различных марок является более или менее выдержанным показателем, уменьшающимся с увеличением степени метаморфизма. Для угля марки Б влажность составляет 17—68%, марки Д — 10—16%, марки К — 4—6%, марки А — 3,5—6%.

Степень цементации возрастает с увеличением метаморфизма углей. На воздухе бурые и некоторые каменные угли децементируются и превращаются в рыхлую массу.

Хрупкость угля характеризует его способность к разрушению при механическом воздействии. Наименьшей хрупкостью

обладают угли марок Ж, К и ОС, наибольшей — антрациты. Хрупкость тесным образом связана с трещиноватостью угля.

Механическая прочность углей является совокупностью физических показателей твердости, пластичности, трещиноватости и др.

Изучение структуры и определение физических свойств угля позволяет не только улучшить существующие способы его переработки, но и разработать совершенно новую технологию добычи.

2.2. Основные горно-геологические характеристики залегания угольных пластов

Залегание угольных пластов характеризуется следующими горно-геологическими факторами.

Мощность пласта. В СССР, НРБ и других странах пласты по мощности делят на весьма тонкие — до 0,7 м, тонкие — от 0,71 до 1,2 м, средней мощности — от 1,21 до 3,5 м и мощные — свыше 3,5 м. Существуют и другие градации деления пластов по мощности. Так, например, в ФРГ пласты по мощности разделяют на восемь групп: до 0,7 м; 0,70—1; 1—1,3; 1,3—1,6; 1,6—1,9; 1,9—2,2; 2,2—2,5 и более 2,5 м; в КНР — на тонкие (менее 1,3 м), средней мощности (1,3—3,5 м) и мощные (более 3,5 м).

Угольные пласты бывают простого и сложного строения. Пласт простого строения состоит только из полезного ископаемого. В пласте сложного строения уголь разделяется на отдельные слои прослойками породы. Слой угля, находящийся между двумя прослойками породы, называют пачкой.

У пластов сложного строения различают полную (суммарная мощность прослоек и пачек пласта), полезную (суммарная мощность пачек) и вынимаемую (суммарная мощность пачек и прослоек угольного пласта, извлекаемых при добыче).

Весьма тонкие пласты угля мощностью до 0,3 м принято называть пропластками.

В СССР подземным способом разрабатываются пласты мощностью от 0,5 до 18 м; при этом средняя мощность разрабатываемых пластов равна 1,28 м, в то время как в Великобритании она составляет 1,4 м, в ФРГ — 1,78 м, во Франции — 1,63 м. Нижний предел мощности разрабатываемых пластов в Великобритании, ФРГ и Франции 1,2 м.

Рабочими считаются пласты угля по мощности, строению и содержанию полезных компонентов, пригодные для разработки при существующем уровне техники и организации производства и условия рентабельности или необходимости для народного хозяйства.

Мощность пласта оказывает влияние на выбор схем и способов подготовки шахтного поля, систем разработки, средств механизации очистных и подготовительных работ. От нее также существенно зависят нагрузка на очистной забой, другие технико-экономические показатели работы.

Угол падения пласта. В СССР по углу падения пласты подразделяют на пологие (до 18°), наклонные (от 19 до 35°), крутонаклонные (от 36 до 55°) и крутые (от 56 до 90°). В ФРГ к пологим относят пласты с углом падения до 18° , к слабонаклонным $18—36^\circ$, сильнонаклонным — $36—54^\circ$, крутым — свыше 54° . В КНР пологими считают пласты с углом падения до 25° , наклонными — $25—45^\circ$, крутыми — $45—90^\circ$. Существуют и другие градации деления пластов по углу падения.

Угол падения пластов влияет на выбор элементов технологической схемы шахты и ее параметры. Крутонаклонное и крутое падение пластов существенным образом сказывается на технологии работ и средствах механизации выемки угля.

Форма и условия залегания пластов. Хотя условия залегания угольных пластов, как правило, более или менее постоянны в пределах месторождения, тем не менее наблюдаются изменения их мощности (раздувы, утонения, выклинивания и разрывы сплошности) и угла падения, вызванные геотектоническими и тектоническими причинами. Указанные изменения могут влиять не только на выбор схем и способов вскрытия и подготовки шахтного поля, но и на параметры систем разработки. Особые затруднения при разработке вызывают геологические нарушения пластов с большой амплитудой, которые отрицательно сказываются на эффективности использования горной техники и безопасности работ (особенно на пластах с углем, склонным к самовозгоранию, и пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа).

К значительным затруднениям при разработке приводит также сближенность пластов. Это вызвано перераспределением напряжений при выемке отдельных пластов, которое охватывает часть свиты или даже всю свиту пластов, осложняя их выемку. Эффективная и безопасная отработка сближенных пластов (особенно мощных) требует научного обоснования, порядка и очередности их выемки, выбора соответствующих систем разработки и их параметров.

Глубина залегания. С ростом глубины залегания пластов повышаются горное давление, температура, газоносность угольных пластов и боковых пород. С увеличением глубины возрастают число и интенсивность горных ударов, внезапных выбросов угля, породы и газа и др.

Глубина разработки оказывает влияние на вентиляционную сеть шахт, число вентиляционных ветвей, технологическую схему шахты, средства выемки угля, подъем, подземный транспорт,

шахтный водоотлив и др. Строительство глубоких шахт требует больших капиталовложений, отличается длительными сроками ввода предприятия в эксплуатацию.

Устойчивость вмещающих пород. Она зависит не только от физико-механических свойств пород, но и от их трещиноватости, нарушенности, наличия поверхностей ослабления на контактах слоев и слоистости. Устойчивость вмещающих пород непостоянная и иногда изменяется в пределах одного выемочного поля.

Устойчивость пород кровли во многом предопределяет безопасность работающих в очистных забоях, состояние дорожостоящих механизированных крепей, выемочных машин, а следовательно, накладывает существенные ограничения на технологию подземных горных работ.

Состояние почвы, ее характеристики, гипсометрия также во многом влияют на выбор технологического оборудования, ход процесса выемки угля, передвижки конвейера и секций механизированной крепи и др.

Газоносность пластов. Большинство угольных пластов и пропластков, а в ряде случаев и вмещающие породы содержат метан. Различают следующие формы его выделения в шахтную атмосферу:

обыкновенное — непрерывное медленное выделение газа из трещин и пор в угле и породе по всей обнаженной поверхности;

суфлярное — бурное выделение газа из трещин, шпуров или скважин, происходящее иногда продолжительное время при значительном дебите;

внезапное — местное интенсивное выделение больших количеств газа в течение короткого промежутка времени, сопровождающееся разрушением угольного пласта или пород и в особых условиях способное вызвать выброс угля.

Наиболее опасной формой выделения метана являются внезапные выбросы метана, угля и породы. Масса выброшенных угля и породы колеблется от нескольких десятков до нескольких тысяч тонн, а объем выделяющегося при этом газа исчисляется миллионами кубометров.

Внезапные выбросы происходят также с участием метана и углекислого газа (СССР), углекислого газа (Верхнесилезский каменноугольный бассейн, ПНР), известно несколько случаев внезапных выбросов с участием азота (Франция).

Выделение метана в шахтную атмосферу может привести к образованию взрывоопасных смесей, представляющих угрозу для жизни работающих в шахте людей. Для предотвращения образования таких смесей в шахту необходимо подавать свежий воздух в количествах, достаточных для разбавления метана до неопасных концентраций.

Таблица 2.1

Категория шахт 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

Таблица 2.2

Категория шахт по метану	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т
I (негазовые и малогазовые)	Менее 1
II (среднегазовые)	От 1 до 10
III (высокогазовые)	Более 10

Газоносность пластов оказывает влияние на топологию сети горных выработок, схему вскрытия, систему разработки и порядок отработки выемочных участков.

Газообильность шахты принято обычно оценивать отношением общего метановыделения в шахте (м³) к средней ее добыче (т) за определенный период (сут), или так называемой относительной газообильностью.

В СССР Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах (ПБ) к шахтам, опасным по газу, относятся такие, хотя бы в одной выработке которых обнаружен метан. В зависимости от относительной метанообильности и вида выделения метана такие шахты разделяют на пять категорий (табл. 2.1).

В Индии шахты по относительной метанообильности разделяют на три категории (табл. 2.2).

В ФРГ шахты разделяют на следующие степени метанообильности (табл. 2.3).

В США принято считать газовой шахту, в которой наблюдается выделение метана в любой пропорции к суточной добыче.

Наибольшая опасность метана заключается в том, что газовоздушная смесь воздуха при содержании метана 5,5—14,5% взрывчата.

В СССР правилами безопасности установлены следующие предельно допустимые концентрации метана (%) в атмосфере подземных горных выработок:

Исходящая струя участка (лавы) . . .	Не более 1
Общая исходящая струя из крыла шахты . .	Не более 0,75
Поступающая струя в очистные или подгото- вительные забои	Не более 0,5
Местные скопления в очистных и подгото- вительных и других выработках	Не более 2

По существующим в ФРГ нормам содержание метана в атмосфере горных выработок не должно превышать 1%, в исключительных случаях с разрешения органов горного надзора допускается 1,5%-ное содержание метана с искусственным снижением суточной нагрузки.

Склонность угля к самовозгоранию. Угли всех марок в разной степени склонны к самовозгоранию, в результате чего существует опасность возникновения эндогенных пожаров. Наиболее часто они возникают в выработанном пространстве, деформированных под действием горного давления угольных целиках, местах геологических нарушений.

Для предотвращения возникновения эндогенных пожаров необходимы возможно более полная выемка угля как по мощности, так и по площади пласта (бесцеликовая отработка) и полная изоляция выработанных пространств за счет использования полевой подготовки шахтных и выемочных полей и применения систем разработки с закладкой выработанного пространства.

Горные удары. С ростом глубины разработки увеличивается напряженное состояние массива горных пород и, как следствие, повышается опасность возникновения горных ударов, особенно на пластах с углем, обладающим высокими упругими свойствами и склонным к хрупкому разрушению. В связи с тем, что горные удары происходят в местах концентрации напряжений, для безопасной разработки удароопасных месторождений необходима ликвидация таких зон. Это достигается путем отработки пластов без оставления угольных целиков, использования способа управления горным давлением закладкой выработанного пространства, применения систем разработки, характеризующихся минимальным числом расположенных впереди фронта

Т а б л и ц а 2.3

Степень метанообильности (категории шахт по метану)	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т
Весьма незначительная	0,3
Незначительная	0,5—3
Слабая	2—6
Умеренная	4—12
Средняя	8—25
Высокая	20—60
Очень высокая	50—120

очистных работ горных выработок, и инженерно-технических мероприятий, уменьшающих способность горных пород к накоплению упругой энергии.

Обводненность. Обводненность месторождений обуславливает значительные затруднения при их разработке. Они вызваны тем, что сильно обводненные породы менее устойчивы, допускают меньшие обнажения, приобретают склонность к пучению. Особую опасность для ведения подземных горных работ представляют пльвуны и карсты, заполненные водой или имеющие связь с водоемами. Все это влияет на вскрытие и подготовку месторождения, применяемые системы разработки и средства механизации горных работ, а также крепление горных выработок.

3. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ПОРЯДОК ИХ ПОДСЧЕТА

3.1. Классификация запасов ископаемых углей

В основе всех существующих в настоящее время классификаций запасов ископаемых углей положена классификация, предложенная в 1902 г. Лондонским институтом горного дела и металлургии и более подробно разработанная в 1909 г. Г. Гувером. В соответствии с этой классификацией геологические запасы угля разделялись на действительные, вероятные и возможные.

В 1958 г. Ф. Блондель и С. Ласки уточнили классификацию, присоединив к ней признаки технического и экономического характера. Под запасами (резервами) стали понимать то количество угля, которое пригодно для отработки не только по степени разведанности и качеству, но и по экономическим и технологическим показателям.

В СССР классификация ископаемых углей впервые была составлена В. К. Катульским. В ее основу была положена народнохозяйственная значимость различных категорий запасов. В дальнейшем она была дополнена пунктами о степени разведанности вещественного состава полезного ископаемого. Последующее совершенствование разработанной классификации заключалось в более точном изложении определенных понятий и увеличении числа прогнозных запасов и соответствующих им групп.

Сопоставление классификаций запасов углей, принятых в различных странах Мира, приведено в табл. 3.1.

Различный подход к степени достоверности и пригодности запасов для освоения, а также разновременность оценок делают указанные классификации трудносопоставимыми. В связи

Таблица 3.1

Страна (организация), год	Группа запасов	Общие геологические запасы							Прогнозные, категории
		Разведанные, категории			Вероятные	Возможные			
		в контуре горных работ и сетки скважин	Предварительно оцененные	Оцененные по редкой сети скважин и экстраполированные					
XII Международный геологический конгресс; 1913	—	Действительные							
	Балансовые	A, B	C ₁	C ₂	I группа P ₁	II группа P ₂	III группа P ₃		
	Забалансовые	A _{зб} , B _{зб}	C _{1зб}	—	Некондиционные				
	Промышленные	A+B+C ₁ за вычетом потерь			—				
СССР; 1960, 1979	—	Доказанные			Предполагаемые			Гипотетические	Спекулятивные
		Измеренные	Вычисленные						
США; 1974	—								

Канада: 1975	Экономические	Достоверные, 1А		Предполагаемые, 2А
	Субэкономические	Достоверные, 1ВС		Предполагаемые, 2ВС
ФРГ; 1959	Экономические	А, В	С ₁	С ₂
	Субэкономические	а, в	с ₁	с ₂
Франция	Экономические	а ₁	в ₁	с ₁
	Субэкономические	а ₂	в ₂	с ₂
ГДР; 1962	Экономические	А, В	С ₁	С ₂
	Субэкономические	а, в	с ₁	с ₂

с этим в настоящем учебнике принято следующее деление запасов углей:

общие геологические запасы — все учтенные в стране, бассейне или месторождении вне зависимости от их промышленного значения, в том числе прогнозные и некондиционные;

разведанные — достоверно доказанные и предполагаемые запасы категорий $A+B+C_1+C_2$;

достоверные — измеренные и вычисленные запасы категорий $A+B+C_1$;

пригодные для освоения при современном технико-экономическом уровне.

В СССР учитываются как разведанные, так и общие геологические запасы углей.

К геологическим относят все разведанные и прогнозные запасы, выявленные в пределах данного контура месторождения на определенную глубину, независимо от содержания полезного ископаемого, его качеств и условий залегания.

Разведанные запасы делят на следующие категории по степени разведанности:

категория A — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей: полное выявление условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого; полное выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения; выделение и оконтуривание некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого и природных факторов (гидрогеологические, инженерно-геологические и др.), определяющих условия ведения горных работ. Контур запасов определяется по данным бурения скважин или проведения горных выработок;

категория B — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей: выяснение основных особенностей условий залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого; выявление природных типов, промышленных сортов минерального сырья и закономерностей его распределения без точного отображения пространственного положения каждого типа; выяснение соотношения и характера некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного их оконтуривания; выяснение качества, основных технологических особенностей полезного ископаемого и основных природных факторов, определяющих условия ведения горных работ. Контур запасов полезных ископаемых определяется по данным разведочных выработок с включением ограниченной зоны экстраполяции при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезного ископаемого;

категория C_1 — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий

залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, его природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия ведения горных работ. Контур запасов полезных ископаемых определяется по данным разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным;

категория C_2 — запасы с предварительной оценкой условий залегания, формы и распространения тел полезного ископаемого, определенных на основании геологических и геофизических данных и подтвержденных данными, полученными при вскрытии полезного ископаемого в отдельных точках, либо установленных по аналогии с изученными участками. Качество полезного ископаемого определяется по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведанных участков. Контур запасов полезных ископаемых принимается в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

Помимо запасов категорий А, В, C_1 и C_2 , подсчитанных по отдельным месторождениям и площадям, в некоторых случаях для оценки потенциальных возможностей угленосных провинций, областей и районов на основе общих геологических представлений составляют прогнозные запасы.

Кроме того, запасы месторождения полезного ископаемого делят на балансовые, забалансовые и промышленные.

Балансовые запасы — разведанные и изученные запасы полезного ископаемого, которые пригодны для эффективной разработки и использования в народном хозяйстве при существующем уровне техники.

К забалансовым относят часть геологических запасов, которая в настоящее время по тем или иным причинам не может быть использована. В будущем с совершенствованием техники и технологии и повышением спроса на полезное ископаемое забалансовые запасы могут явиться объектом промышленного освоения.

Промышленные запасы — часть балансовых запасов, которая может быть извлечена из недр. Промышленные запасы равны балансовым за вычетом потерь в количествах, предусмотренных проектом разработки месторождения (потери при выемке угля, оставление охранных и предохранительных целиков и др.).

3.2. Запасы угля в шахтном поле

При разработке одного пласта постоянной мощности балансовые запасы шахтного поля, имеющего форму правильного прямоугольника, можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$Z_{\text{бл}} = Dp,$$

где D — площадь шахтного поля, м^2 ; p — средняя производительность пласта, $\text{т}/\text{м}^2$.

$$p = m\rho,$$

где m — средняя мощность пласта, м ; ρ — средняя объемная масса угля в массиве (бурого — 1,2, каменного 1,3—1,4, антрацита — 1,5—1,6 $\text{т}/\text{м}^3$).

При изменяющейся мощности пласта шахтное поле делят на участки, определяют на каждом из них среднюю мощность и подсчитывают запасы, а затем суммированием находят общие запасы:

$$\Sigma Z_{\text{бл}} = Z_1 + Z_2 + \dots + Z_n = D_1 p_1 + D_2 p_2 + D_n p_n,$$

где $Z_1, Z_2, \dots, Z_n$ — балансовые запасы угля в пределах каждого участка числом n ; $D_1, D_2, \dots, D_n$ и $p_1, p_2, \dots, p_n$ — соответственно площади и средняя производительность пласта на каждом из участков.

При нескольких пластах в шахтном поле

$$\Sigma Z_{\text{бл}} = D_{\text{пл}1} p_{\text{пл}1} + D_{\text{пл}2} p_{\text{пл}2} + \dots + D_{\text{пл}i} p_{\text{пл}i},$$

где $D_{\text{пл}1}, D_{\text{пл}2}, \dots, D_{\text{пл}i}$ и $p_{\text{пл}1}, p_{\text{пл}2}, \dots, p_{\text{пл}i}$ — соответственно площади и производительность пластов числом i .

При равных площадях шахтного поля по каждому пласту

$$\Sigma Z_{\text{бл}} = D_{\text{пл}} (p_{\text{пл}1} + p_{\text{пл}2} + \dots + p_{\text{пл}i}).$$

При разработке месторождений обычно не удается или оказывается нецелесообразным полностью извлекать все балансовые запасы полезного ископаемого, т. е. часть полезного ископаемого теряется в недрах. Потери — часть балансовых запасов полезного ископаемого, не извлеченная из недр при разработке. Количественно потери оценивают коэффициентом потерь, под которым понимается отношение количества потерянного полезного ископаемого к его балансовым запасам.

Потери разделяют на общешахтные и эксплуатационные. К потерям относят также запасы, нецелесообразные для отработки (преимущественно в местах тектонических нарушений).

Общешахтные потери — запасы в целиках под охраняемыми объектами на поверхности, в барьерных целиках, в целиках, служащих для охраны капитальных горных выработок. Эти потери зависят от схемы вскрытия и конкретных горно-геологических условий месторождения.

Эксплуатационные потери — потери в целиках и угольных пачках, связанные с системой разработки и технологией горных работ, а также потери при выемке и транспортировке отбитого угля.

Балансовые запасы за вычетом потерь и запасов, нецелесообразных для отработки, представляют собой промышленные запасы.

Промышленные запасы шахтного поля

$$Z_{\text{пр}} = Z_{\text{бл}} c,$$

где c — коэффициент извлечения запасов полезного ископаемого в шахтном поле, показывающий, какую часть балансовых запасов добывают, извлекая на поверхность.

Значение коэффициента c зависит от горно-геологических условий и колеблется в широких пределах. При ориентировочных расчетах в СССР оно принимается равным для пластов:

тонких	0,9—0,92
средней мощности	0,85—0,88
мощных пологих	0,82—0,85
мощных крутых	0,75—0,8

Промышленные запасы по степени их подготовленности к добыче подразделяют на запасы вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытыми запасами при подземных работах называются те, к которым обеспечен доступ с поверхности земли через капитальные выработки (вертикальные или наклонные стволы, штольни, этажные, погоризонтные или капитальные квершлагги и др.) и для выемки которых не требуется проведения дополнительных капитальных горных выработок.

Подготовленными к добыче называют запасы, для выемки которых проведены основные подготовительные выработки.

Готовые к выемке — запасы, для извлечения которых проведены все без исключения подготовительные и нарезные выработки и осуществлены необходимые работы по подготовке очистных забоев.

При разработке месторождений полезных ископаемых необходимо стремиться к максимально возможному извлечению запасов полезных ископаемых. Однако в ряде случаев повышение степени извлечения может быть достигнуто только в результате дополнительных затрат.

4. ХАРАКТЕРИСТИКА ОСНОВНЫХ УГОЛЬНЫХ БАССЕЙНОВ И МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРАН МИРА

4.1. Европа

Основными угледобывающими странами в Европе являются СССР, ПНР, ГДР, ФРГ, ЧССР, Великобритания, Франция. Запасы каменных углей на континенте до глубины 1800 м оценены достаточно полно, и их существующий прирост маловероятен.

Великобритания. Общие геологические запасы каменных углей в Великобритании составляют 189,5 млрд т, в том числе

пригодных для разработки 45 млрд т. Основные угольные бассейны страны: Южно-Уэльский, Форест-оф-Дин, Йоркшир-Ноттингемшир, Шотландский.

По степени метаморфизма угли различны. Преобладают угли малой и средней степени метаморфизма. На долю антрацитов приходится всего 3—4% запасов.

На отдельных участках месторождений вскрыто от 8 до 20 пластов угля, глубина разработки достигает 350—540 м.

Южно-Уэльский бассейн расположен на северном побережье Бристольского залива и представляет собой вытянутую в широтном направлении обширную синклиналь. Геологические запасы до глубины 1200 м составляют 9,5 млрд т. Пласты углей промышленного значения сосредоточены в угленосной толще верхнего карбона — вестфальском ярусе. Средняя мощность пластов 1—2 м, иногда и более. Марки углей — от газовых до антрацитов; теплота их сгорания 35—37 МДж/кг.

Бассейн Форест-оф-Дин занимает площадь около 70 км². В тектоническом отношении он представляет собой систему антиклинальных и синклинальных складок.

Угленосная толща содержит до 15 пластов угля мощностью от 0,3 до 2 м. Пласты угля характеризуются непостоянной мощностью, многие из них расщепляются, в некоторых наблюдаются размывы.

Угли каменные, газовые с теплотой сгорания 34,7 МДж/кг.

Бассейн Йоркшир-Ноттингемшир расположен в восточной части Пеннинских гор. Наибольшее число угольных пластов рабочей мощности развито в средней части бассейна. Мощность пластов от 0,6 до 2,4 м. Значительная часть углей относится к коксующимся. Теплота сгорания углей 30,1—34,7 МДж/кг.

В Шотландском бассейне угольные пласты залегают в более низких стратиграфических горизонтах. Основная промышленная угленосность связана с серией каменноугольного известняка и с толщей верхнего карбона. В них заключено на западе по 11—15, на востоке по 6—10 рабочих пластов мощностью до 1,5—2 м. Угли газовые.

Венгерская Народная Республика (ВНР). Она располагает значительными запасами мягких и плотных бурых и сравнительно небольшими запасами каменных углей. Общие геологические запасы углей 19,75 млрд т, в том числе каменных 3,82 млрд т, бурых 15,93 млрд т. Разведанные балансовые запасы углей категории $A+B+C_1+C_2$ составляют 4,23 млрд т, в том числе каменных 0,38 млрд т, бурых 3,85 млрд т. Угольные бассейны ВНР существенно различаются по возрасту и качеству углей. Все они имеют сложное строение и характеризуются значительной нарушенностью и низкой прочностью вмещающих пород. Большинство их сильно обводнено и газоносно. Наиболее

крупные бассейны: Мечекский, Северо-Западный, Северо-Восточный и Северо-Венгерский.

Мечекский каменноугольный бассейн расположен в южной части страны на площади около 400 км². Его угленосная толща содержит до 38 пластов, из которых 20 рабочих средней мощностью 1,5—3 м. Угли—от длиннопламенных до тощих, как правило, высокозольные, требующие обогащения. Теплота их сгорания 16,2—18,7 МДж/кг. Бассейн отличается сложными горно-геологическими условиями.

Ряд месторождений опасен по внезапным выбросам, сильно газоносен. Угли пластов опасны по пыли и склонны к самовозгоранию.

Северо-Западный бассейн включает месторождения Татабанья-Орослань и Дорог, которые характеризуются высокой угленасыщенностью. Мощность отдельных пластов, прослеживаемых на большой площади, достигает 20—30 м. Угли плотные бурые, хорошего качества, их теплота сгорания 16,9—19,7 МДж/кг.

Расположенный на северо-востоке страны Северо-Восточный бассейн объединяет отдельные изолированные бассейны: Ноградский, Коша и Боршодский. Угленосные отложения Боршодского бассейна содержат до 7 пластов мощностью 1,5—9,4 м. Угли бурые, теплота их сгорания 9—14,5 МДж/кг. Горно-геологические условия — сложные из-за тектонической нарушенности, значительной обводненности и склонности вмещающих пород к пучению.

В угленосных отложениях Северо-Венгерского бассейна содержится от 1 до 6 пластов мощностью до 15 м.

Германская Демократическая Республика (ГДР). Основой топливно-энергетической базы страны являются мягкие бурые угли, общие геологические запасы которых оцениваются в 30—40 млрд т. Добыча ведется открытым способом.

Буроугольные месторождения ГДР третичного происхождения. Пласты имеют спокойное залегание. Покрывающие породы, мощность которых достигает 100 м, представлены песком, гравием и глиной. Средняя мощность пластов 10 м, на отдельных месторождениях она значительно больше. Влажность угля 50—60%, минимальная теплота сгорания 7,5—8,8 МДж/кг. В связи с низкой теплотой сгорания уголь используется в основном для производства электроэнергии на крупных электростанциях, расположенных вблизи разрезов, и для переработки на буроугольные брикеты, полукоксы, высокотемпературный кокс и газ.

Разработка характеризуется постоянно возрастающим коэффициентом вскрыши, так как месторождения с наиболее благоприятными условиями залегания уже отработаны, и значительным притоком воды в связи с расположением действующих разрезов в обширных долинах ледникового происхождения.

Промышленные запасы бурого угля составляют около 23 млрд т, из них около 40 % приходится на районы Магдебург, Галле и Лейпциг и 60 % — на районы Котбус, Франкфурт-на-Одере и Дрезден.

Народная Республика Болгария (НРБ). Общие геологические запасы углей в стране составляют 9,67 млрд т, из них каменных углей и антрацитов 2,21 млрд т. Разведанные балансовые запасы углей (по категориям $A+B+C_1+C_2$) около 5,11 млрд т, в том числе каменных и антрацитов около 68 млн т. Прогнозные запасы каменных углей 2,14 млрд т, бурых — 1,9 млрд т.

Бассейны и месторождения бурых углей раннего третичного возраста. Из них детально разведаны бассейны и месторождения, наиболее доступные для быстрого и экономически выгодного освоения.

Перникский бассейн расположен в 30 км к юго-западу от г. София. В бассейне залегают четыре пласта, разделенных глинистыми междупластьями.

Западная часть бассейна представляет собой спокойную и глубокую синклинали, которая на востоке приподнимается. В центральной части бассейна пласты имеют угол падения около $3-4^\circ$; а на крыльях синклинали — около $30-40^\circ$. Глубина залегания угольных пластов колеблется от 30 до 180 м, в редких случаях превышает 200 м. Мощность разрабатываемых угольных пластов от 0,3—1 до 1,5—3 м. В восточной части бассейна пласты образуют один пласт общей мощностью 16 м.

Зольность угля составляет в среднем около 47,4 %, влажность — около 16,5 %. Теплота его сгорания 19,7 МДж/кг.

В западной части бассейна добыча ведется подземным способом, а в восточной — открытым.

Бобовдольский бассейн, расположенный к западу от г. Станке-Димитров, занимает площадь около 450 км², из которой 50—60 км² являются продуктивными. Продуктивные отложения включают около 10 пластов. Вмещающие породы — песчаные глины и песчаники. Мощность междупластий 10—60 м.

Геологическая структура бассейна сложная, она характеризуется интенсивной складчатостью пластов. Угол падения пластов колеблется от 0 до 90° . Зольность угля в среднем около 45,2 %, влажность 14,5—15 %; нижняя теплота сгорания на рабочее топливо 15,5 МДж/кг.

В подземную разработку вовлечены 6—7 пластов мощностью 0,8—15 м. Глубина разработки 20—200 м.

Пиринский бассейн находится к югу от г. Благоевград и занимает площадь около 100 км². Порогом кристаллических сланцев он разделен на две части: восточную Брежанскую и западную Ораново-Симитлийскую. В Брежанской части на

верхних горизонтах залегает один пласт мощностью 25—30 м. На нижних горизонтах он расщепляется. Средний угол падения 18—30°. Зольность угля 20,43%, влажность 17%; теплота сгорания около 18 МДж/кг. Разработка ведется подземным способом.

Ораново-Симитлийская часть бассейна в настоящее время разведывается. Данные разведки показывают, что угольные пласты залегают до глубины 600—700 м. Средняя зольность угля 19,1%.

Каменный уголь в НРБ добывают в Балканском бассейне и ряде мелких месторождений.

Балканский бассейн расположен в центральной части гор Старо-Планина. Он имеет длину 60 км и ширину 5—10 км, отличаясь сложной геологической структурой. Встречаются породы и породные комплексы от палеозойского до современного возраста — четвертичные отложения.

Средняя мощность угленосных отложений 70—100 м, а в северных частях бассейна — только 5—10 м. Они включают пласты (три в западной части и восемь в остальных частях бассейна) мощностью 0,3—1,5 м, характеризующиеся сильной тектонической нарушенностью и невыдержанностью по мощности (как по простирацию, так и по падению). Угли сильно метаморфизированы и представлены почти всеми марками (от жирных до газовых).

Зольность угля 49,47%, влажность 6,5%, теплота сгорания на рабочее топливо 16,2 МДж/кг. Спекание углей зависит от выхода летучих веществ. Не все угли спекаются, но при соответствующем составе шихты они могут быть использованы для производства металлургического кокса.

В Свотенском бассейне, находящемся в северо-западной части страны и занимающем площадь около 150 км², добывают антрациты. Вмещающие породы — конгломераты, песчаники, песчано-глинистые сланцы. Угленосные отложения включают 17 пластов, в том числе восемь рабочих. Мощность пластов 0,5—1,5 м. Глубина их залегания 100—150 м. Бассейн отличается сложной тектоникой.

Зольность антрацитов 35,5%, влажность 9,5%, теплота сгорания 17,6—23,4 МДж/кг.

Польская Народная Республика (ПНР). По запасам углей она занимает третье место среди европейских стран и шестое место в мире. Общие геологические запасы углей составляют 173,9 млрд т, в том числе 150,6 млрд т каменных и 23,3 млрд т мягких бурых. Разведанные балансовые запасы оцениваются в 71,8 млрд т, в том числе каменных 61,5 млрд т и бурых 10,3 млрд т.

По добыче каменных углей Польша занимает четвертое место в мире после КНР, США и СССР.

Основные запасы каменных углей сосредоточены в Верхнесилезском, Нижнесилезском и Люблинском бассейнах. Каждый угольный бассейн характеризуется различной степенью освоения и геологической разведанности, разными возможностями дальнейшего развития, горно-геологическими условиями, качеством угля и т. п.

Верхнесилезский угольный бассейн является основным бассейном страны; общая площадь его составляет около 5400 км². Суммарные геологические запасы бассейна до глубины 1000 м 85 млрд т, разведанные балансовые — 58,9 млрд т.

По геологической структуре бассейн представляет собой мульду со складчатыми и сбросовыми нарушениями. Для западной ее части характерны надвиги, для северо-западной — весьма интенсивные складчатые нарушения. Некоторые элементы складчатой тектоники наблюдаются также в центральной части бассейна (Главная антиклиналь и Бытомская мульда). На остальной территории преобладают сбросы.

Каменноугольная продуктивная толща прикрыта осадочными породами, относящимися к пермскому, триасовому, юрскому, третичному и четвертичному периодам. Мощность покрывающих пород колеблется от 0 (в местах выходов пластов) до 1200 м (в южной части бассейна).

Суммарная площадь бассейна, на которой поверхность карбона прикрыта только формациями четвертичного периода, составляет около 650 км². Шахтные поля действующих и строящихся шахт занимают около 30% территории бассейна.

Глубина залегания угольных пластов колеблется в широких пределах. На глубине до 400 м залегает около 16% всех промышленных запасов, а на глубине 600—800 м — около 60%.

Верхнесилезский бассейн можно разделить на три района: северный (районы городов Гливице, Бытом, Катовице, Сосновец и Явожно), юго-западный (Рыбникский) и юго-восточный (Привислинский).

Северный район, на долю которого приходится 75% добываемого в бассейне угля, имеет наилучшие условия залегания угольных пластов. Несмотря на многолетнюю эксплуатацию, здесь имеются еще большие запасы угля; этот район освоен и разведан лучше других.

В Рыбникском районе добывается уголь, пригодный для коксования. Условия разработки довольно сложны главным образом из-за высокой газоносности пластов.

Привислинский район характеризуется большими запасами энергетических углей относительно худшего качества, чем угли северного района.

Нижнесилезский угольный бассейн. Продуктивные отложения карбона регионально связаны с мульдой, вытя-

нутой в юго-восточном направлении. Площадь бассейна на территории ПНР составляет около 550 км².

Тектоника бассейна весьма разнородна и сложна. Характерной особенностью является крутое залегание пластов.

В Нижнесилезском угольном бассейне содержатся в основном тонкие пласты (только некоторые из них достигают мощности 1,5—2 м). Здесь имеются все марки углей для коксования, а также тощие угли и антрациты. Разведанные запасы составляют 584 млн т.

Люблинский угольный бассейн. Он расположен северо-западнее г. Хелм на площади 1200 км². Наиболее перспективная его часть район площадью 160 км² у г. Ленчна. Мощность покрывающих пород, представленных в основном мергелями, мелом и известняками мелового и юрского периодов, составляет 600—700 м. Угли пластов — преимущественно энергетические. Общие геологические запасы до глубины 1000 м равны 37 млрд т. Угленосность их отложений ухудшается в направлении с запада на восток.

Все разведанные залежи бурых углей находятся в западной и центральной частях страны: в Нижнесилезском (50% запасов), Великопольском (10%), Люблинском (10%) и Лодзинском (30%) районах.

Промышленные запасы определены только для четырех десяти разведанных месторождений, которые разрабатываются открытым способом.

Одно из них — залежь в районе Турув, расположенном в юго-западной части страны. В угленосных отложениях миоценового возраста залегают четыре рабочих пласта угля. Главным является верхний мощностью 40—70 м (до 100 м), состоящий из трех пачек и залегающий на глубинах 10—200 м. Горно-геологические условия залегания пластов благоприятные.

Месторождение Белхатув, расположенное южнее г. Лодзь, включает один рабочий буроугольный пласт мощностью 70—200 м (в среднем 50—140 м). Запасы оцениваются в 2,2 млрд т. Выгодное расположение месторождения и большие запасы, пригодные для открытой разработки, позволяют рассматривать его как новый центр добычи бурых углей.

Социалистическая Республика Румыния (СРР). Общие геологические запасы угля в стране составляют 14 млрд т, а разведанные — 4,7 млрд т, в том числе бурых 3,4 млрд т и каменных 1,3 млрд т.

Угольные месторождения СРР рассредоточены по всей территории страны и характеризуются, как правило, небольшими запасами. Каменные угли сосредоточены в основном в бассейне Петрошани.

В бассейне Петрошани залегает более 20 угольных пластов, из которых разрабатываются 13. Только шесть пластов

распространены по всей площади бассейна. Мощность пластов колеблется от 0,7 до 30 м, а угол падения — от 30 до 50°. Глубина залегания достигает 1000 м. В настоящее время уголь добывается на глубине 200—600 м. Горно-геологические условия залегания пластов весьма сложные: имеется большое число тектонических нарушений, относительная метанообильность шахт достигает 25 м³/т.

В восточной части бассейна добывается энергетический уголь, а в западной — коксующийся.

Бурые угли сконцентрированы в основном в бассейне Команешти в Восточных Карпатах. Угленосность бассейна неодинакова. Наиболее угленасыщена центральная часть, где вскрыто 34 пласта, из которых 4—5 являются рабочими и имеют мощность 1—2,2 м.

Союз Советских Социалистических Республик (СССР). На территории СССР насчитывается 25 угольных бассейнов, восемь угленосных площадей и более чем 650 месторождений, не входящих в бассейны. Общие геологические запасы углей оценены в 6806 млрд т, в том числе каменных — 4049 млрд т и бурых — 2157 млрд т.

Угольные месторождения распространены практически по всей территории страны среди отложений различного возраста — от девонских до неогеновых. Особенно значительная промышленная угленосность приурочена среди каменных углей к карбоновым и пермским отложениям, а среди бурых углей — к юрским, меловым и палеогеновым отложениям.

В европейской части СССР, включая Урал, при сравнительно небольших запасах (около 8% общих) добывается 55,7% всего угля, тогда как в Сибири, где сосредоточено свыше 90% запасов угля, добыча составляет лишь 27,4%.

Донецкий бассейн занимает площадь около 60 тыс. км². Он представлен угленосными отложениями карбона, из которых в центральной и юго-восточной частях бассейна развиты отложения среднего и верхнего, а на северо-западе — нижнего отдела карбона. Максимальная угленосность приурочена к свитам среднего карбона.

Мощность пластов в бассейне изменяется от 0,45 до 2,5 м, преобладающее распространение имеют пласты мощностью 1—1,5 м.

Угленосные отложения образуют ряд антиклинальных и синклинальных складок, осложненных разрывными нарушениями — сбросами и надвигами. Преобладающее залегание пород и пластов угля — пологое и наклонное, но в отдельных районах (Центральный) распространены крутые пласты. Глубина разработки по бассейну увеличивается на 10—12 м в год. В среднем глубина шахт составляет около 580 м, а на каждой третьей шахте она превышает 600 м.

Обводненность угленосных пород невысока — 100—300 м³/ч, как исключение, 300—600 м³/ч. В районах, перекрытых рыхлыми осадками (Западный Донбасс), обводненность выше. Более 20—30% пластов имеет неустойчивые боковые породы. Повышенной газоносностью отличаются пласты в Донецко-Макеевском, Центральном и ряде других районов.

Кузнецкий бассейн, занимающий площадь около 26,7 тыс. км², сложен отложениями пермского возраста. В различных его районах насчитывается от 80 до 130 рабочих пластов. Мощность пластов колеблется от 0,75 до 16 м. Угленосные отложения образуют крупную котловину, осложненную в западной части интенсивной складчатостью и тектоническими нарушениями.

Очень сложное строение имеют отложения нижней балахонской серии в Анжерском и Прокопьевско-Киселевском районах, где они образуют ряд острых складок с преимущественно крутым залеганием мощных пластов. Отложения верхней кольчугинской серии отличаются менее сложным строением и меньшей мощностью пластов.

Боковые породы большей частью устойчивы, за исключением нарушенных зон. Обводненность угленосной толщи незначительна. В отдельных районах (Прокопьевско-Киселевском, Осинниковском и Кемеровском) пласты характеризуются повышенной и высокой газоносностью.

Карагандинский бассейн занимает площадь около 3,6 тыс. км². Угленосные отложения нижнего карбона образуют две замкнутые мульды, разделенные сложной антиклинальной структурой. Преобладает пологое залегание, осложненное многочисленными нарушениями в виде надвигов и сбросов. Мощность пластов изменяется от 1 до 8 м. Строение пластов обычно сложное, в связи с чем зольность угля многих пластов достаточно высока. Особенность бассейна — высокая газоносность пластов. Обводненность горных выработок невелика (до 100 м³/ч).

Печорский бассейн расположен на северо-востоке европейской части страны на площади около 120 тыс. км². Большая его часть находится за Полярным кругом. Угленосные отложения относятся к пермскому возрасту и содержат до 256 угольных пластов и пропластков мощностью от 0,1 до 4,5 м; рабочей мощности достигают только 146 пластов. Угленосность изменяется как по площади, так и в разрезе.

Угленосные отложения образуют отдельные, преимущественно пологие и наклонные синклинальные складки, осложненные тектоническими нарушениями.

Основными районами бассейна являются Воркутский, в котором добываются коксующиеся угли, и Интинский, где преобладают энергетические угли. Средняя мощность разрабатывае-

мых пластов 1,9 м. Пласты отличаются высокой газоносностью.

Характерная особенность бассейна — наличие зон многолетней мерзлоты. Приток воды в шахты невелик (28—30 м³/ч), хотя в отдельных случаях он достигает 150—500 м³/ч.

Подмосковный бассейн занимает общую площадь около 120 тыс. км². Угленосные отложения относятся к нижнему карбону, залегающему на морских отложениях девона и перекрытому мезозойскими и четвертичными осадками, и включают от 1 до 5 пластов бурого угля мощностью 1—4 м (иногда 5 м и более). Пласты сложны по строению и неустойчивы по мощности. Они залегают на небольшой (до 100—200 м) глубине. Угленосные отложения содержат песчаные горизонты, обладающие свойствами пльвунов. Притоки воды достигают на отдельных шахтах 1000 м³/ч, а на шахтах в западных районах — 2000 м³/ч.

В Канско-Ачинском буроугольном бассейне, расположенном вдоль сибирской железнодорожной магистрали на протяжении свыше 600 км, залегают свита горизонтальных мощных пластов. Верхний пласт имеет мощность до 100 м.

Большое промышленное значение для развития добычи каменного угля открытым способом имеет Экибастузское месторождение в Казахской ССР, мощность отдельных пластов которого достигает 95 м.

Начато освоение весьма перспективного Южно-Якутского бассейна, располагающего значительными запасами коксующихся углей. Это открывает широкие перспективы перед металлургической промышленностью Сибири и Дальнего Востока и создает благоприятные возможности для увеличения экспорта угля.

Федеративная Республика Германии (ФРГ). Она располагает значительными запасами каменных и бурых углей. Общие геологические запасы углей составляют 287 млрд т (каменных — до глубины 1500 м 227 млрд т и бурых 60 млрд т). Разведанные запасы каменных углей равны примерно 100 млрд т, в том числе достоверные 44 млрд т.

Каменный уголь добывается подземным способом в Рурском, Ахенском и Нижнесаксонском бассейнах.

Основное значение имеет Рурский бассейн. В нем насчитывается 130—200 в основном пологих угольных пластов и пропластков, из которых 48—60 имеют рабочую мощность. Мощность рабочих пластов колеблется от 0,5 до 2,8 м (в среднем 1,1—1,2 м).

Суммарная мощность рабочих пластов 80 м.

Пласты выдержаны по мощности и углу падения. Вмещающие породы устойчивы. Вместе с тем бассейн отличается сильной тектонической нарушенностью и быстрым нарастанием температуры с глубиной (геотермическая ступень 26—30 м). Пла-

сты газоносные; на глубоких горизонтах наблюдаются внезапные выбросы угля и газа.

В угленосных отложениях Ахенского бассейна содержится до 45—46 пластов суммарной мощностью 16—17 м, из которых 17—25 относятся к рабочим. Уголь в основном коксующийся, с теплотой сгорания до 36,8 МДж/кг.

По географическому положению и стратиграфической общности в ФРГ выделяют две области залегания бурых углей — Западную и Южную (Бавария). Основной центр добычи бурых углей в стране — Нижнерейнский угольный район в Западной области.

Французская республика. Во Франции месторождения каменного и бурого углей имеют ограниченное и неравномерное распространение. Разведанные запасы углей в стране составляют 11,4 млрд т, в том числе каменных 9,4 млрд т и бурых 2 млрд т.

Основные каменноугольные бассейны (Нор и Па-де-Кале и Лотарингский) расположены на севере страны. На эти бассейны приходится 75% всей добычи. Кроме того, имеется еще целый ряд небольших каменноугольных бассейнов (Бургундский, Луарский, Севеннский, Аквитанский, Овернский, Дофин и др.) и буроугольные месторождения Прованского бассейна.

Бассейн Нор и Па-де-Кале имеет ширину 10—15 км и простирается с востока на запад на расстояние более 100 км.

Залегание пластов весьма различно — от пологого до крутого. При общем синклинальном строении бассейна имеются (преимущественно в южной его части) вторичная складчатость и большое число тектонических нарушений в виде сбросов и надвигов. Антиклинальным поднятием в центральной части бассейна разделяется на две части: западную и восточную.

Средняя глубина разработки 510—520 м, наибольшая — 800—1000 м. Большинство шахт бассейна отличается высокой газообильностью и слабой обводненностью.

Основные площади бассейна освоены действующими шахтами, свободными остаются участки на глубинах свыше 1000 м под Южным надвигом.

Угленасыщенность бассейна довольно высока. Всего насчитывается до 80 угольных пластов, из них около 50 имеет мощность не менее 0,6 м.

Наибольшее число рабочих пластов заключено в верхней свите «Брюз» (22—32 пласта общей мощностью 16—25 м). Угольные пласты относительно выдержаны по мощности и углу падения, но характеризуются изменчивым строением. Содержание серы в углях 0,5—2%; выход летучих веществ от 10—12% (тощие угли) до 40% (жирные); влажность до 2—2,5%. Теплота сгорания углей (рабочего топлива) 33,5—35,6 МДж/кг.

В бассейне преобладают жирные спекающиеся угли (60—65%), половина из них используется для коксования.

Лотарингский бассейн является юго-западным продолжением Саарского каменноугольного бассейна. Общая его площадь 5400—6400 км². На большей части территории бассейна угленосная толща перекрыта пермскими, триасовыми и более молодыми осадками мощностью до 700 м.

Мощность отдельных угольных пластов бассейна выше, чем в бассейне Нор и Па-де-Кале, и достигает 3—5 м (в отдельных случаях до 10 м). Пласты большей частью имеют простое строение. Сложное строение свойственно пластам повышенной мощности, которые разделяются обычно прослоями глинистых сланцев незначительной толщины на две-три пачки.

В бассейне около 60 % составляют длиннопламенные и газовые угли с выходом летучих веществ до 42 % и выше. Остальные угли относятся к коксующимся жирным с выходом летучих веществ менее 30 %. Зольность углей 10—15 %, содержание серы до 2 %. Теплота их сгорания до 33,5 МДж/кг.

Луарский бассейн приурочен к тектонической депрессии северо-восточного направления протяженностью около 40 км. Отложения бассейна общей мощностью 1400—1800 м образуют крупную синклинальную складку с пологим северо-западным и более крутым (30—40°) юго-восточным крыльями.

Угольные пласты большей частью сложного строения. Угли нижней свиты отличаются более высокой степенью метаморфизма и относятся к жирным коксующимся; у части углей выход летучих веществ составляет всего 7—10 %. Угли верхней свиты менее метаморфизованы и характеризуются повышенным выходом летучих веществ (36—38 %). Их зольность 12—18 % при содержании серы до 2—3,5 %.

В восточной части страны расположены два антрацитовых бассейна—Бриансонский и Дофине.

Бриансонский бассейн имеет чрезвычайно сложное строение. Отложения образуют крупную антиклинальную структуру, осложненную вторичной складчатостью и разрывами. Предполагается, что угленосность бассейна непостоянна. Установлено развитие 20—24 пластов антрацита, которые на ненарушенных участках имеют мощность 0,8—2 м. Выход летучих веществ составляет 2—5 %. Зольность достигает 20—30 %.

Угленосная толща бассейна Дофине сложена песчаниками, конгломератами и сланцами общей мощностью до 800 м. Угленосные отложения располагаются в отдельных депрессиях, образуя ряд месторождений. Одно из них (Мюр) разрабатывается. В пределах месторождения выявлено шесть пластов антрацита мощностью 1,5—3 м. Местами мощность одного из пластов, который в основном разрабатывается, достигает 10—12 м. Зольность антрацита 2,6 %, влажность 3,9 %, теплота сгорания до 33 МДж/кг.

Чехословацкая Социалистическая Республика (ЧССР).

В республике имеются месторождения каменного угля, относящиеся к верхнему карбону, и неогенные месторождения бурого угля и лигнита.

Балансовые запасы угля составляют около 11 млрд т, причем 97% из них сосредоточено в Оставско-Карвинском каменно-угольном бассейне, являющемся продолжением Верхнесилезского бассейна, основная часть которого находится в ПНР. Из общей площади Верхнесилезского бассейна 6500 км² на ЧССР приходится 1200 км².

В Оставско-Карвинском бассейне наиболее интенсивно разрабатывается его северная часть между городами Острава и Карвина.

Орловским нарушением бассейн разделяется на западную и восточную части. Западная, оставская, часть представлена пластами высококачественного коксующегося угля. Восточная, карвинская, часть содержит более мощные, но менее выдержанные по мощности и менее углефицированные пласты.

Средняя зольность углей пластов оставской свиты 10—15%, содержание серы в оставских углях сравнительно невелико (0,5—1,8%). Влажность углей 1,5—7%, а теплота их сгорания 21,8—31,4 МДж/кг.

Остальные каменноугольные месторождения ЧССР (Внутрисудетское, Росицко-Ославанское и др.) содержат в основном энергетические угли различных марок.

Балансовые запасы бурого угля, составляющие 8,7 млрд т, большей частью сосредоточены в Северо-Чешском буром угольном месторождении. Оно содержит один пласт мощностью от 1—3 до 55 м, глубина залегания которого в средней части месторождения достигает 500 м. Качество угля весьма различно и зависит от степени углефикации. Уголь средней части месторождения наиболее качественный, его теплота сгорания достигает 17,9—22,2 МДж/кг при минимальной влажности 20—24% и зольности 8—17%.

В Западной Чехии находится Соколовский буром угольный бассейн. Из трех залегающих в нем пластов наибольшее значение имеет пласт Кровельский, мощность которого в средней части месторождения достигает 35 м. Угли пластов отличаются высокой влажностью (до 45%) и большим выходом смолы.

По соседству с Соколовским бассейном расположено Хебское месторождение со сходным геологическим строением. Единственный пласт этого месторождения стратиграфически соответствует трем соколовским пластам. Мощность покрывающих пород преимущественно в 10—15 раз превышает мощность самого пласта. Вопросы разработки месторождения в связи со сложными гидро- и горнотехническими условиями еще не решены.

Основные запасы бурого угля в Словакии сосредоточены в Гандловском и Новакском месторождениях Среднесловацкого бассейна. Здесь имеется один пласт, который разделяется на два пласта только в восточной части Гандловского месторождения.

4.2. Азия

На Азиатском континенте сосредоточено 57% общих геологических и 24% разведанных запасов углей мира. Из 8109 млрд т общих геологических запасов 5933 млрд т относятся к каменным углям и 2176 млрд т — к бурым. Основные угледобывающие страны — СССР, КНР, Индия, КНДР, Япония, Турция, ДРА, Иран, Пакистан, Таиланд, СРВ.

Республика Афганистан. Она располагает общими геологическими запасами углей в 300—500 млн т, разведанными — 85 млн т. Из 33 известных месторождений промышленное значение имеют лишь 5—8. Добыча угля ведется на пяти месторождениях: Ишпушта, Каркар, Дудкаш, Дарай-Суф и Фархар. Главное из них — Ишпушта, где разрабатываются два пласта мощностью 1,4—3,5 м. Угли каменные, от газовых до жирных, сложного петрографического состава.

Республика Индия. Среди стран Азии Индия по запасам угля стоит на втором месте после КНР. Общие геологические запасы углей в стране составляют 110—125 млрд т, в том числе бурых 2,1—3,3 млрд т.

Наиболее крупными являются месторождения Ранигандж (штат Западная Бенгалия), Джария и Бокаро (Бихар) и Синграули (Мадхья-Прадеш). На их долю приходится около 56% общих запасов угля и почти 60% годовой добычи угля в стране.

Месторождение Джария расположено в 270 км западнее Калькутты и является наиболее крупным. На месторождении добывается около 40% угля, причем наиболее ценного коксующегося высокого качества. Общая площадь его около 450 км². В тектоническом отношении месторождение представляет собой пологую асимметричную складку, осложненную многочисленными диагональными сбросами. Пологое залегание пластов вблизи сбросов переходит в крутое с углами падения до 35—45° и более.

Угленосная толща содержит от 18 до 25 пластов угля, из которых разрабатываются 10. Наилучшим качеством отличается уголь четырех верхних пластов мощностью 8,4—15 м. Мощность остальных разрабатываемых пластов составляет 2—3,6 м. Угли малосернистые и малофосфористые, теплота их сгорания 26,8—33 МДж/кг.

Месторождение Ранигандж, второе в Индии по величине запасов и объему добычи угля, расположено примерно в 200 км северо-западнее Калькутты. Его площадь 1600 км². Оно представляет собой пологую синклиналию складку, ограниченную с юга и запада крупными сбросами, и включает 17 рабочих пластов мощностью 1,2—12 м. Угли пригодны для коксования в шихте с углями месторождения Джария.

Месторождение Бокаро расположено западнее месторождения Джария и занимает площадь 550 км². По запасам и добыче угля оно стоит на третьем месте. Угленосные отложения включают четыре пласта, из которых нижний имеет мощность 3,6 м, два средних—соответственно 12—37 и 12—14 м и верхний 21—24 м. По качеству угли аналогичны углям месторождения Джария, их влажность 1,2—1,6%, теплота сгорания 25,5—29,1 МДж/кг.

Месторождение Синграули находится западнее месторождения Бокаро и занимает площадь около 1500 км². В восточной части месторождения значительно развиты Угленосная толща включает более 16 пластов суммарной мощностью 85 м. Мощность пластов колеблется от 10—25 м.

Месторождение Гиридих расположено западнее месторождения Джария. Угольные пласты имеют мощность 1,2 до 7,2 м. Месторождение отличается очень высоким содержанием углей, содержащих весьма малое количество серы.

Влажность углей 1,5%, зольность 21—25%. Теплота сгорания около 30 МДж/кг.

Месторождение Южная Азия занимает площадь около 300 км². Почти горизонтальная залегающая на глубине 47 м. Мощность составляет в среднем 13 м. Теплота сгорания угля 14,6 МДж/кг. Общие запасы месторождения на оконтуренной площади составляют 3,3 млрд т. Это самое крупное месторождение бурого угля в Южной Азии.

Китайская Народная Республика (КНР). По геологическим запасам угля (примерно 1500 млрд т) она занимает третье место в мире вслед за СССР и США, по разведанным же запасам (610 млрд т) КНР находится на первом месте.

Наиболее значительные угольные месторождения относятся к палеозойскому и мезозойскому периодам. Преобладающая их часть сконцентрирована в северных регионах, однако и другие регионы страны располагают пригодными для разработки угольными месторождениями.

Распределение разведанных запасов углей по геолого-экономическим регионам страны характеризуется данными табл. 4.1.

Таблица 4.1

Геолого-экономический регион	Разведанные запасы углей, млрд т				
	антрацит	коксующийся уголь	энергетический уголь	бурый уголь	всего
Северный	56,1	137,5	146,0	65,8	405,4
Северо-Восточный	0,4	10,8	5,1	4,0	20,3
Северо-Западный	1,1	18,3	34,1	1,6	55,1
Юго-Западный	35,6	16,1	3,7	10,4	65,8
Южно-Центральный	8,6	7,4	5,1	0,9	22,0
Восточный	2,2	34,0	3,7	1,1	41,0
Всего	104,0	244,1	197,7	83,8	609,6

Северный регион. В обеих принадлежащих к Северному региону провинциях Шаньси и Хэбэй находятся наиболее крупные угольные месторождения. Сформировавшиеся в палеозойском и мезозойском периодах угольные пласты прослеживаются на большом расстоянии из провинции Шаньси до северной части провинции Хэбэй и юго-западной части автономного района Внутренняя Монголия.

Северо-Восточный регион. В этом регионе, охватывающем провинции Хэйлунцзян, Гирин, Ляонин, имеются три крупных бассейна (по одному в каждой провинции), которые представлены большим числом месторождений. Кроме того, на западе провинции Хэйлунцзян, у границы с СССР, расположены обширные месторождения бурого угля.

Юго-Западный регион. Этот регион располагает запасами каменных углей, относящимися в основном к палеозойскому периоду. Кроме того, на юго-востоке Внутренней Монголии сосредоточены большие запасы углей.

Юго-Западный регион. Обширные угольные месторождения, не связанные друг с другом, расположены в провинции Гуйчжоу. Более половины запасов угля в этом регионе представлено антрацитами.

Южно-Центральный регион. Этот регион располагает большими запасами антрацита, имеющими, однако, при оценке запасов страны в целом второстепенное значение. За исключением одного месторождения антрацита в провинции Хэнань, имеются лишь небольшие угольные месторождения, которые расположены в провинциях Хубэй, Хунань, Гуандун и Гуанси-Чжуанском автономном районе.

Восточный регион. Важные угольные месторождения находятся в провинциях, расположенных у восточного побережья республики. Значительная часть месторождений представлена в основном ненарушенными свитами полого залегающих пластов большой мощности.

Корейская Народно-Демократическая Республика (КНДР). Общие геологические запасы составляют 11,93 млрд т, в том числе 5,25 млрд т антрацита, 2,68 млрд т каменного и 4 млрд т бурого угля. Угли относятся к отложениям палеозоя и третичной системы. Угленосные отложения палеозоя сосредоточены вдоль западного побережья страны. Наиболее крупные бассейны — Пхеньянский, Северо-Пхеньянский и Ковоно-Мунчхонский. Самый крупный из них — Пхеньянский бассейн. Угленосность в различных его частях неодинакова. Наибольшее промышленное значение имеет садонская свита, содержащая до семи пластов, из которых три средних пласта являются рабочими. Мощность пластов изменчива, местами они раздуваются в виде карманов до 10—18 м и даже до 30 м, местами уменьшаются до нерабочей мощности. Угли отличаются высокой степенью метаморфизации. Теплота сгорания рабочего топлива 27,2—29,3 МДж/кг.

Лаосская Народно-Демократическая Республика. Общие запасы углей в стране не оценены. Основные бассейны — Сараван и Вьентьян.

Бассейн Сараван расположен в средней части страны и включает три месторождения каменных углей, в каждом из которых известно по два пласта угля мощностью 0,7—2 м. Угли тощие, теплота сгорания 26 МДж/кг.

Бассейн Вьентьян расположен в Верхнем Лаосе. Бассейн представляет собой серию крупных складок, сильно осложненных мелкой складчатостью и многочисленными нарушениями. Число пластов угля и их стратиграфическое соотношение в разных частях бассейна точно не установлено. Уголь относится к тощим и антрацитам.

Кроме того, в Верхнем Лаосе имеется ряд более мелких и малоизученных каменноугольных месторождений, а также бурогоугольное месторождение Вьен-Пу-Ка.

Монгольская Народная Республика (МНР). Общие геологические запасы углей 26,79 млрд т, в том числе бурых 10,11 млрд т и каменных 16,68 млрд т. Разведанные запасы составляют 4,3 млрд т, в том числе каменных 2,97 млрд т, бурых 1,33 млрд т.

Наиболее крупные каменноугольные месторождения: Кетинкетюльское, Табун-Тологой, Ачитнурское, Харатарбагатское, Цаган-Чуло, Мурэнское, Хара-Тологой-Булак, Муринольское.

Кетинкетюльское месторождение расположено на северо-западе страны и представлено одним угольным пластом антрацита мощностью 1,5 м. Уголь высокозольный, выход летучих составляет примерно 7%. В выветрелых образцах уголь имеет теплоту сгорания 22—23 МДж/кг.

Месторождение Табун-Тологой расположено на юге страны в Южно-Гобийском аймаке. Угленосная толща

пермского возраста вмещает четыре угольных пласта. Нижний пласт имеет мощность около 9,8 м. Выше него на 64 м залегает пласт сложного строения общей мощностью 40 м, а полезной— всего 9 м. Над этим пластом в 40—70 м залегают два угольных пласта мощностью по 2—2,3 м.

По предварительным данным, угли месторождения относятся к спекающимся. Выход летучих 19,3%, зольность 8,4%, содержание серы 1,7%. Теплота сгорания углей 32,6—36,4 МДж/кг.

Среди буроугольных месторождений наибольшее промышленное значение имеют Шараингольское и Налайхинское.

Шараингольское месторождение расположено в северной части страны и представляет собой асимметричную синклиналию складку с более крутым западным (до 23°) и пологим восточным крылом. Мощность основного рабочего пласта колеблется от 4 до 34 м. Пласт имеет сложное строение и состоит из 12—13 пачек угля, разделенных прослойками породы толщиной от 0,1 до 2 м.

Угли бурые, переходные к каменным, с выходом летучих 40—41%. Их зольность 10—25%, теплота сгорания 29,3—30,1 МДж/кг.

Налайхинское месторождение, расположенное в 40 км юго-восточнее Улан-Батора на площади 150—170 км², содержит 11 пластов, суммарная мощность которых в западной части месторождения составляет 25 м, уменьшаясь к востоку.

Мощность отдельных пластов колеблется от 0,3 до 7 м. Основным считается пласт мощностью от 1,6 до 11,9 м.

Угли бурые, переходные к каменным, с содержанием летучих 38—48%. Их влажность 13—20%, зольность 15—22%, теплота сгорания 19,9—25,1 МДж/кг.

Социалистическая Республика Вьетнам (СРВ). Общие геологические запасы каменных углей и антрацитов оценены в 20 млрд т, бурых углей— в 37 млрд т. Разведанные запасы составляют 3728 млрд т.

Угольные бассейны и месторождения расположены преимущественно на севере, северо-востоке и в центральной части страны.

Наиболее крупные из них Куангнинский, Фан-Ме, Ханойский.

В Куангнинском бассейне выявлено до 10 угольных пластов мощностью по 2—8 м. Угол их падения 70—80°. Угли относятся к высококачественным антрацитам и полуантрацитам с теплотой сгорания 29,3—32,2 МДж/кг.

Бассейн Фан-Ме представляет собой мульду. Угленосные отложения включают пять рабочих пластов мощностью по 1—15 м с углом падения 30—40°. Угли каменные, жирные, тощие и антрациты.

В Ханойском бассейне на глубине 128—5000 м залегает до 20 бурогольных пластов мощностью по 2—3 м. Бассейн характеризуется сложными гидро- и горно-геологическими условиями.

Япония. Общие геологические запасы углей равны 21 млрд т, из них каменных 19,3 и бурых 1,7 млрд т. Разведанные запасы углей 8,6 млрд т.

Основные угледобывающие центры страны — северная часть о. Кюсю и о. Хоккайдо. Главные месторождения о. Хоккайдо находятся на склонах гряды Хидака и слагают самый крупный в Японии бассейн Исикари. Число рабочих пластов от 3 до 16 со средней мощностью 0,7—4 м. Угли представлены от некокующихся суббитуминозных до кокующихся битуминозных.

4.3. Америка

Общие геологические запасы континента около 4250 млрд т, из них 3600 млрд т приходятся на США и 547 млрд т на Канаду.

Республика Боливия. Она из числа наиболее бедных углем стран Южной Америки. Известны месторождения угля в районе оз. Титикака, долине р. Ла-Пас, а также месторождения Тариха, Тарикия и Толомоса, расположенные на юге страны. Угли каменные и бурые. Степень разведанности месторождений низкая, общие геологические запасы углей не установлены.

Республика Венесуэла. Общие геологические запасы около 10 млрд т, разведанные — 0,87 млрд т. Добыча угля почти полностью ведется в бассейне Нарикваль, занимающем площадь свыше 100 км². Угольные пласты имеют сложное строение, их мощность 1—3 м. Угли длиннопламенные, теплота сгорания 33 МДж/кг. Вероятные запасы угля в бассейне 2,62 млрд т, достоверные — около 50 млн т.

Добыча угля также ведется в бассейнах Унаре, Сабана, Транде, Лара, Сулия и Тауира.

Канада. Разведанные запасы углей южнее 60-й параллели, пригодные для эксплуатации в настоящее время, составляют 52,2 млрд т, а пригодные для освоения в недалеком будущем — 27,5 млрд т.

Самые крупные угольные месторождения находятся в четырех западных провинциях: Британская Колумбия, Альберта, Саскачеван и Манитоба. Альберта и Британская Колумбия обладают наибольшими запасами каменного угля, сосредоточенными в западноканадских горных районах. Кроме того, в Альберте в зоне прерий находятся самые значительные в стране запасы суббитуминозного угля. На юге Саскачевана имеется несколько месторождений бурого угля. Манитоба же располагает лишь небольшим месторождением бурого угля в юго-западной части провинции. Суббитуминозные и бурогольные

пласты в зоне прерий имеют большей частью горизонтальное залегание на незначительной глубине, вследствие чего могут разрабатываться открытым способом. Каменноугольные пласты горных районов Британской Колумбии и Альберты сильно нарушены из-за складчатости, в связи с чем наблюдаются значительные колебания угла падения и мощности пластов. Благодаря геологическим условиям 90% угля добывается здесь открытым способом.

В Центральной Канаде (провинции Онтарио и Квебек) помимо бурогоугольного месторождения на севере Онтарио значительных запасов больше нет. Пласты залегают неглубоко и разрабатываются открытым способом.

В восточной части страны угольные месторождения находятся большей частью в провинциях Новая Шотландия и Нью-Брансуик. Пласты каменного угля с очень большим содержанием серы разрабатываются подземным способом, частично даже под морским дном (в районе г. Сидни).

В северной части Канады (территория Юкон и Северо-Западные территории) предполагают наличие довольно больших угольных месторождений. Это подтверждают результаты геологических изысканий, проведенных в Юконе и на Канадском Арктическом архипелаге. Однако надежные данные о запасах угля в практически неосвоенных регионах отсутствуют.

Республика Колумбия. Геологические запасы по различным оценкам колеблются от 17 до 60 млрд т; разведанные запасы составляют 10 млрд т, достоверные — 2 млрд т.

Угольные бассейны и месторождения, как правило, расположены в высокогорных (2000—3000 м над уровнем моря) районах и приурочены к двум горным цепям Анд — Западным и Восточным Кордильерам.

В Западных Кордильерах с юга на север располагаются бассейны Патия, Каука, Кальдас и Антьокия, в Восточных Кордильерах — Верхняя Магдалена, Богота, Бояка, Караре, Барко. На севере, в равнинной части страны, расположены бассейны Ла-Хагуа-де-Иберико, Эль-Серрехон и Пиохо-Антьокия.

Около 80—90% угля добывается в бассейнах Богота, Бояка и Антьокия.

Бассейн Богота находится в северо-восточной части Колумбии и простирается на 40 км с юго-запада на северо-восток при ширине 60—70 км. Угленосность бассейна в разных его частях различна. Пласты имеют сложное строение и не выдержаны по мощности. Мощность отдельных пластов колеблется от 0,5 до 4 м. По содержанию летучих угли делятся на четыре группы. В первую группу входят угли с выходом летучих 20—30%, дающие хороший кокс. В каждой следующей группе выход летучих возрастает на 5%. Угли последних двух групп для получения кокса не используются.

Бассейн Бояка, расположенный к северо-востоку от бассейна Богота, является его продолжением и отделяется от него небольшим поднятием. Как и бассейн Богота, он представляет собой ряд отделенных друг от друга синклиналей, осложненных более мелкими нарушениями. Угли бассейна по зольности и влажности близки к углям бассейна Богота, но имеют меньший выход летучих. Большая их часть пригодна для коксования.

Бассейн Антьокия расположен на северо-западе Колумбии, вдоль долины р. Каука в среднем ее течении. По промышленному значению в западной части страны он занимает второе место. В тектоническом отношении бассейн представляет собой вытянутую в меридиональном направлении синклиналь, ограниченную с востока и с запада сбросами. Внутри главной синклинали имеется целый ряд мелких нарушений, к которым приурочены разобщенные поднятиями отдельные угольные месторождения, из которых наиболее известны месторождения Амага, Ангелополис, Геликония и Титибери.

Титибери — наиболее ценное месторождение бассейна. Оно представляет собой ряд переходящих друг в друга по простиранию небольших крутых синклиналей, вытянутых в меридиональном направлении.

Наиболее угленосна северная часть месторождения, содержащая от 7 до 10 рабочих пластов коксующегося угля. На других участках месторождения число рабочих пластов колеблется от трех до шести.

Республика Перу. По различным оценкам геологические запасы составляют 6,9—27 млрд т. Основные угольные месторождения и бассейны: Паракас, Пицьяпата, Чикамос, Анкаш, Хуини, Хатунгуаши, Тумбес и Лукма.

Первое место по геологическим запасам и добыче угля занимает бассейн Хуини, находящийся на западном склоне Центральных Кордильер. По степени метаморфизма углей он разделяется на три района — Ойон, Чекрас и Сьерра-де-Паско.

Район Ойон представляет собой вытянутые с северо-запада на юго-восток несколько параллельных и сильнонарушенных синклиналей шириной 15 км. Северная и южная части района, выделяемые иногда в отдельные месторождения Сакикоча и Конопката, содержат коксующиеся угли. Число пластов в районе от четырех до пяти общей мощностью около 6 м. Кроме того, в южной части на месторождении Конопката имеется угольный пласт сложного строения мощностью 6 м.

Район Чекрас является продолжением района Ойон и представляет собой две антиклинали, которые содержат четыре угольных пласта мощностью по 1—4 м. Угли относятся к тощим.

Район Сьерра-де-Паско является восточным продолжением районов Ойон и Чекрас, но отличается от них наличием интен-

сивной складчатости и неравномерным распределением марочного состава углей по площади. Угли в основном газовые и длиннопламенные.

Соединенные Штаты Америки. Общие геологические запасы углей в стране 3600 млрд т.

Географическое размещение угольных месторождений в США неравномерное. Основные запасы углей (около 66%) расположены западнее р. Миссисипи (штаты Монтана, Северная Дакота, Вайоминг, Колорадо и др.), остальные — в восточной части страны (Пенсильвания, Огайо, Иллинойс, Западная Виргиния и др.).

Размещение угля по видам также неравномерно. Основные месторождения лигнитовых углей находятся в западных районах (Северная и Южная Дакота, Монтана), там же находится и большая доля полубитуминозных углей. В восточных районах, наоборот, расположены основные месторождения коксующихся и лучших энергетических углей, включая антрацит.

Разрабатываемые пласты имеют, как правило, спокойное, практически горизонтальное (угол падения до 4—6°) залегание.

Глубина залегания пластов от 10 до 600 м. В настоящее время разрабатываются преимущественно пласты с глубиной залегания до 150—200 м. Оработка пластов, залегающих на глубине до 40 м, ведется открытым способом, а на большей глубине — подземным.

Вмещающие породы представлены преимущественно устойчивыми известняками и песчаниками, зачастую крепкими. Мощность пластов, разрабатываемых подземным способом, составляет в среднем 1,6 м. Угли большинства пластов не склонны к самовозгоранию.

Газоносность разрабатываемых месторождений незначительна. Приток воды преимущественно небольшой.

Основной район добычи коксующихся углей для коксования — Аппалачский бассейн, один из крупнейших в мире, сходный с Рурским и Донецким бассейнами. На основной части площади бассейна залегают пласты битуминозных углей с теплотой сгорания 30—33 МДж/кг. Наиболее угленасыщенные формации Аллегейни и Мононгахела.

В Иллинойском бассейне залегают пласты, представленные слабококсующимися углями. Добыча угля из-за почти горизонтального залегания и выхода слоев на дневную поверхность по всей периферии бассейна ведется главным образом открытым способом.

Пенсильванский бассейн расположен в штате Пенсильвания и имеет сходное с Аппалачским бассейном строение. Пенсильванский бассейн подразделяется на четыре месторождения: Северное, Средневосточное, Среднезападное и Южное, сложенных формациями Потсвил и Аллегейн. Максимальное

число пластов установлено в наиболее погруженной части Северного месторождения, их мощность иногда достигает 3—4 м. Бассейн обеспечивает 95% добычи антрацитов в стране.

Мичиганский бассейн расположен на территории штата Мичиган. Угленосная толща бассейна относится к формации Аллегейни и содержит до семи угольных пластов мощностью 1—3 м. Угли битуминозные.

В штатах Колорадо, Юта, Оклахома, Арканзас, Вашингтон и Нью-Мексико, расположенных на западе страны, также добывается уголь, пригодный для производства кокса. Наиболее важные районы — Рэтон Меса (штаты Колорадо и Нью-Мексико), бассейн Санисайд (штат Юта); район Сомерсет-Крестид Бут-Карбондейл (штат Колорадо).

4.4. Африка

Общие геологические запасы углей на континенте 246 млрд т, из них бурых 2 млрд т. Разведанные запасы угля составляют 117 млрд т, а достоверные — 66 млрд т. Основные угледобывающие страны на Африканском континенте — АНДР, Замбия, Зимбабве, Марокко, Нигерия и Танзания.

Алжирская Народная Демократическая Республика (АНДР). Общие запасы угля оцениваются примерно в 3 млрд т. Главные угольные бассейны страны Кенадза и Абадла.

Бассейн Кенадза расположен на западе страны, в средней ее части. Пласты маломощные. Угли газовые, жирные и спекающиеся.

Бассейн Абадла, расположенный южнее бассейна Кенадза, является крупнейшим бассейном страны. Его протяженность около 100 км в широтном и 80 км в меридиональном направлениях.

В тектоническом отношении бассейн представляет собой ряд сопряженных синклиналильных складок с антиклинальными поднятиями. Угленосные отложения включают четыре пласта. Главный промышленный пласт Ксиксу имеет устойчивую мощность 0,75 м; мощность остальных пластов около 0,4—0,5 м. Уголь спекающийся.

В средней части АНДР имеются месторождения бурого угля.

Демократическая Республика Мадагаскар (ДРМ). Общие запасы оцениваются примерно в 6 млрд т. Бассейн Сакоа на юго-западе страны — единственный поставщик каменных углей. Наибольшей угленосностью в бассейне обладают месторождения Иананпера и Сакоа. Пологое залегание пластов осложнено проходящими в разных направлениях многочисленными сбросами со значительной амплитудой. Рабочие пласты — III, IV и V мощностью соответственно 1,2—1,8; 3,5—7 и 5—9 м. Теплота сгорания угля 23—26,7 МДж/кг.

Республика Замбия. Геологические запасы составляют 330 млн т. Угольные месторождения расположены в восточной и юго-восточной частях страны.

Основные из них — Кандабве, Санкандоба, Казинве и Гвембе. Угли невысокого качества, переходные от битуминозных к каменным.

Месторождение Кандабве находится на юге страны у г. Чома и занимает площадь около 25—30 км². Продуктивный горизонт содержит один рабочий пласт мощностью 2—3 м с углем, пригодным для коксования.

Юго-западнее расположено месторождение Санкандоба. Оно содержит один угольный пласт мощностью 6 м.

Месторождение Казинве находится в 65 км к юго-востоку от г. Чома. Основной пласт общей мощностью 6—9 м имеет сложное строение и состоит из двух пачек угля, разделенных прослоем песчаника толщиной 1—3 м. Мощность верхней пачки 1,5—4 м, нижней — 2,5—7 м.

Месторождение Гвембе расположено северо-восточнее месторождения Казинве и занимает площадь около 30 км². В угленосном горизонте содержится около 19 пластов и пропластков переменной мощности.

Республика Зимбабве. Общие геологические запасы до глубины 200 м составляют около 28 млрд т. Угленосные отложения с пластами промышленного значения известны в западной (бассейн Уанки) и юго-восточной (бассейн Саби) частях страны. Один-два пласта мощностью 0,6—2,7 м отмечаются также в других районах Зимбабве.

Наиболее крупный в Зимбабве бассейн Уанки расположен в долине р. Замбези.

В тектоническом отношении он представляет собой крупнейший грабен косоширотного направления, ограниченный с трех сторон сбросами. Угленосные отложения включают три рабочих пласта переменной мощности. Основной из них — Главный Уанки — в западной части бассейна имеет мощность 7—12 м, а в восточной — 1,8—3,6 м.

Бассейн включает несколько угленосных районов и месторождений, отличающихся друг от друга своими запасами, мощностью пластов и качеством углей. Угленосный район Уанки-Энтуба расположен в юго-западной части бассейна и считается главным. Уголь этого района — лучший в Африке. В разрабатываемой части района залегают два рабочих пласта общей мощностью около 10 м.

Бассейн Саби находится в юго-восточной части Зимбабве на левом берегу р. Лимпопо. Угленосная толща палеозойского возраста представляет собой грабен и содержит от двух до четырех пластов угля худшего качества, чем в бассейне Уанки. Северную часть бассейна Саби занимает угленосный район

Мкушве, в котором залегают два угольных пласта общей мощностью до 15 м. Уголь — битуминозный.

Месторождение Малилонгве расположено немного южнее района Мкушве и содержит четыре пласта общей мощностью 11—12 м. Уголь — суббитуминозный, многозольный, дающий кокс низкого качества.

В южной части бассейна расположены месторождения Бубне, Тули и Массабви. Наиболее важным из них является первое, в котором залегают два пласта угля мощностью 2—4 м. Уголь битуминозный, дает кокс хорошего качества.

Королевство Марокко. Общие запасы угля в стране оцениваются более чем в 150 млн т.

Бассейн Джерада расположен в северо-восточной части страны в 50 км к югу от города Уджда. Угленосные отложения карбонового возраста представляют собой две погружающиеся на юго-запад синклинальные складки, разделенные антиклиналью. Залегание северных крыльев складок пологое, а южных — крутое. Угленосные отложения включают шесть пластов общей мощностью 3—3,8 м. Угли бассейна относятся к антрацитам, их теплота сгорания 30,1—32,6 МДж/кг.

Бассейн Эшилига (Христнан) расположен в центральной части Марокко и простирается с северо-востока на юго-запад полосой длиной 20 км и шириной 6 км. В тектоническом отношении бассейн разбит серией нарушений и имеет очень сложное блоковое строение. На юго-востоке он ограничен крупным почти вертикальным сбросом.

Угленосные отложения карбонового возраста включают угольные пропластки и один угольный пласт переменной мощности (от 0,2 до 2 м).

Бассейн Мипзла расположен в южной части страны. Тектоника района сложная. Угленосные отложения карбонового возраста и вмещающие их осадки разбиты серией разрывных нарушений и имеют блоковое строение. В связи с большой глубиной выветривания и сложной тектоникой число пластов, их строение и качество угля точно не установлены. В естественных обнажениях и небольших выработках обнаружены четыре угольных пласта мощностью от 0,3—0,4 до 1,3 м.

Месторождение Тиндуф расположено в крайней юго-восточной части Марокко. Угленосная толща, включающая несколько пластов, представляет собой пологую спокойную и почти симметричную синклинальную складку. На северном крыле складки слои падают под углом 10—12°, а по мере приближения к оси складки угол падения уменьшается до 4—5°.

Кроме того, в Марокко известны месторождения бурых углей в районах Сефру, Кхенифра, Булемаш, Тамда и Скура.

Федеративная Республика Нигерия. Эта страна — единственная в Западной Африке, в которой ведется систематическая до-

быча угля. Общие разведанные запасы угля составляют 600 млн т. Угольные залежи в основном сосредоточены в бассейне Энугу и месторождении Огваши-Асаба.

Бассейн Энугу расположен в южной части страны и представляет собой ряд отдельных месторождений, расположенных на площади примерно 20 тыс. км². Бассейн содержит почти все запасы каменного угля страны. Залегание угленосной толщи почти горизонтальное. В состав бассейна входят месторождения Энугу, Окаба, Огбойога, Эзимо, Инии-Оло, Орукна. Наиболее крупные из них — первые три.

Месторождение Энугу находится в юго-восточной части бассейна и содержит пять угольных пластов, из которых рабочую мощность имеет один (мощность 1,2—1,8 м). Уголь суббитуминозный, его теплота сгорания около 27,2 МДж/кг.

Месторождение Окаба расположено в северо-западной части бассейна. Основной угольный пласт имеет выдержанную мощность около 2,2 м.

Месторождение Огбойога расположено в северной части бассейна и является самым крупным по запасам угля. В северо-восточной части месторождения угол падения пластов изменяется от пологого до крутого. Угленосные отложения включают несколько пластов, из которых основной имеет мощность 0,75—2,2 м. Уголь переходный от бурых к каменным.

Месторождение Огваши-Асаба, расположенное в южной части страны, включает четыре пласта бурого угля мощностью 4,7; 5,7; 6,9 и 3,8 м. Угленосная толща имеет угол падения 2—3°. Уголь малосернистый, с теплотой сгорания 18—26,4 МДж/кг.

Объединенная Республика Танзания. Общие разведанные запасы угля составляют 1,13 млрд т, возможные — около 6,5 млрд т. Основные угленосные районы и месторождения: Рухуху, Кивира-Сонгве, Мхукуру, Галула и Намвеле-Мкомоло.

Район Рухуху занимает площадь 1330 км² и включает шесть месторождений: Нгака, Ндембе, Северная и Южная Манда, Мчучума-Кетевака. Залегание угленосной толщи осложнено сбросами. Угли района Рухуху битуминозные, их теплота сгорания 20,9—28,5 МДж/кг.

Месторождение Нгака, расположенное в юго-восточной части района, содержит наибольшее число рабочих пластов: два мощностью по 5,1—5,4 м, два мощностью по 1,4—2,4 м и три мощностью по 1—1,05 м. Угольные пласты, особенно большой мощности, имеют сложное строение.

Месторождение Ндембе содержит три угольных пласта, из которых два имеют мощность 1 и 1,5 м.

Месторождение Южная Манда находится в юго-западной части района и содержит два пологих угольных пласта мощностью 0,6 и 0,9 м.

Месторождение Мчучума-Кетевака содержит семь угольных пластов, в том числе четыре рабочих мощностью 0,9; 1,5; 2,7 и 0,9 м.

Месторождение Кивира-Сонгве расположено в юго-западной части страны. Угольные пласты имеют мощность от 1,2—1,3 до 1,9—2,2 м. Угли относятся к каменным и суббитуминозным, их теплота сгорания до 26 МДж/кг. Месторождение характеризуется высокой обводненностью.

Месторождение Галула имеет сложное тектоническое строение. Угленосная толща разбита системой почти взаимно перпендикулярных сбросов. Угленосность выражена большим числом пачек угля, разделенных прослоями сланца. При общей мощности сланцево-угленосной группы в 25 м полезная мощность равна 18—20 м. Угли — суббитуминозные, с теплотой сгорания около 20,9 МДж/кг.

На небольшом расстоянии к северо-западу от месторождения Галула находится месторождение Муасса, аналогичное по составу осадочных отложений, структуре и угленосности.

Месторождение Намвеле-Мкомоло входит в состав угленосного района Уфипа, расположенного у юго-восточной оконечности озера Танганьика. Его угленосность связана с основным рабочим пластом Главный мощностью 2 м.

4.5. Австралия

Основные запасы угля в Австралии сосредоточены в бассейнах Боуэн (штат Квинсленд) и Сиднейском (штат Новый Южный Уэльс). Угли каменные и антрациты. Удельная теплота сгорания энергетического угля 25—27 МДж/кг. Коксующиеся угли отличаются весьма хорошей спекаемостью. Мощность рабочих пластов изменяется 1—6 м. В Новом Южном Уэльсе 95% запасов могут быть добыты лишь подземным способом, в то время в Квинсленде 35% запасов пригодны для открытой разработки.

Небольшие запасы каменного угля известны также в бассейне Колли (штат Западная Австралия).

Пласты бурого угля залегают преимущественно в штате Виктория. Основные бассейны: Латроб Вэлли, Джеллоиндейл, Англеи и Бакус-Марш. Первое из них является крупнейшим в мире, его геологические запасы оцениваются в 200 млрд т. Оно содержит пласты угля мощностью 100—165 м, которые при слиянии образуют пласт угля мощностью 300—330 м.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Какое место занимает уголь в топливно-энергетическом балансе Мира?
2. Расскажите об основных угледобывающих странах.

3. Как распределены угольные ресурсы по континентам?
4. Расскажите о перспективах мировой добычи и потребления угля.
5. Расскажите об основных направлениях развития технологии использования угля.
6. Что вы знаете об образовании каменного угля?
7. На какие сорта и марки разделяются угли?
8. Назовите физико-химические и механические свойства каменного угля.
9. Что такое промышленное угольное месторождение?
10. Каким образом залегают в земной коре каменные угли?
11. Что называется пластом и какие бывают пласты по строению?
12. Назовите признак, лежащий в основе деления пластов на группы по углу падения.
13. На чем основано деление пластов на группы по мощности?
14. Назовите категории запасов угля.
15. Как производится подсчет запасов угля в шахтном поле?

5. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ШАХТЕ И ТЕРМИНОЛОГИЯ

5.1. Горные выработки

В результате выемки полезных ископаемых или пород в самом месторождении или в окружающих породах образуются полости — горные выработки.

Горные выработки, проведенные в недрах земли, независимо от того, имеют они выход на поверхность или нет, называются *подземными*.

По своему пространственному положению подземные горные выработки разделяют на горизонтальные, вертикальные и наклонные. В зависимости от расположения выработки по отношению к залежи полезного ископаемого различают горные выработки, проводимые по породам, полезному ископаемому, полезному ископаемому и породам.

Горные выработки используют для транспортирования добытого полезного ископаемого, пород, различных материалов и оборудования и для передвижения людей. По горным выработкам циркулирует воздушная струя, в них размещают различное оборудование, а также прокладывают трубопроводы (водоотливные, гидротранспортные, сжатого воздуха) и электрические кабели.

Для сохранения необходимых размеров поперечных сечений в подземных выработках в большинстве случаев устанавливают специальные конструкции, называемые *горной крепью*.

Горные выработки проводят по простиранию пласта или залежи полезного ископаемого, по восстанию, по падению и вкрест простирания либо под некоторым углом к простиранию.

Различают горные выработки *разведочные*, проводимые с целью поисков или детальной разведки месторождения полезного ископаемого, и *эксплуатационные*, необходимые при разработке месторождения.

В свою очередь, эксплуатационные горные выработки в зависимости от назначения в комплексе процессов по разработке месторождения разделяют на:

вскрывающие, служащие для вскрытия шахтного поля в первом или последующих горизонтах;

подготовительные, проводимые при подготовке шахтного поля или отдельных его частей к очистной выемке;

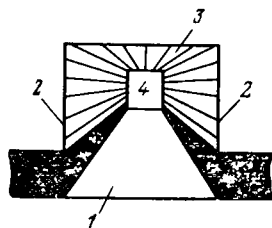


Рис. 5.1. Элементы подземной горной выработки

очистные, располагаемые в пласте или залежи и служащие для непосредственной выемки полезного ископаемого.

В подземных горных выработках различают следующие элементы (рис. 5.1). Поверхности горных пород, ограничивающие горную выработку снизу, называют почвой 1, с боков — боками 2, сверху — кровлей 3. Поверхность горных пород, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в результате ведения горных работ, называют забоем 4.

Начало горной выработки, или место выхода ее на земную поверхность либо место примыкания к другой выработке, называют устьем. Основные подземные выработки шахты и их взаимное расположение показаны на рис. 5.2. Необходимо отметить, что выработки одного названия могут занимать различное пространственное положение.

Вертикальные горные выработки. *Шурфом* 15 называют вертикальную (реже наклонную) неглубокую горную выработку, которая имеет непосредственный выход на земную поверхность и служит для геологоразведочных или эксплуатационных работ. Шурфы имеют сравнительно небольшой срок службы. Глубина их, как правило, не превышает 50—90 м.

На действующих шахтах шурфы служат для целей вентиляции (вентиляционные), спуска лесных (лесоспускные) или закладочного (закладочные) материалов. Шурфы, как правило, оборудуют лестницами, благодаря чему их можно использовать как запасные выходы для людей из шахты на поверхность.

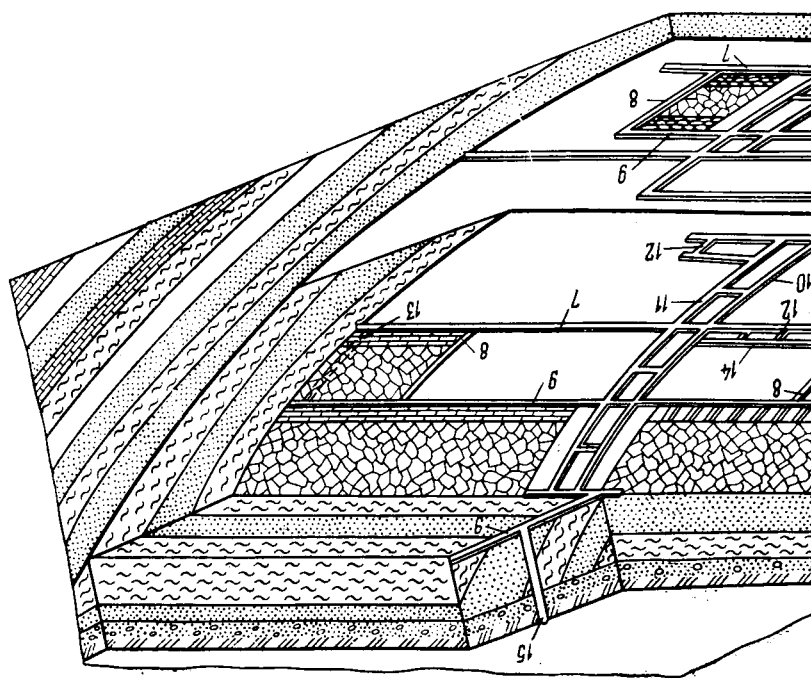
Шахтным стволом 1, 2 называют вертикальную горную выработку, которая имеет непосредственный выход на поверхность и предназначена для обслуживания подземных работ.

Шахтные стволы имеют поперечное сечение значительных размеров и большую глубину. В отдельных случаях их глубина превышает 1000 м.

В зависимости от вида крепи шахтный ствол имеет прямоугольную или круглую (в большинстве случаев) форму поперечного сечения. В связи с тем, что срок службы шахтного ствола равен, как правило, сроку службы шахты, его крепят обычно долговечной крепью (бетон, железобетон, металл).

Если на шахте находятся в действии два ствола, то один ствол называют главным (по нему выдают на поверхность добытое полезное ископаемое), а второй ствол — вспомогательным. Вспомогательный ствол служит для выдачи из шахты породы, спуска материалов и оборудования, а также спуска-подъема людей. На крупных шахтах число стволов может достигать шести — восьми и более. При этом отдельные стволы

изготовок



выполняют узкоспециализированные функции, в соответствии с чем их называют вентиляционными, водоотливными, закладочными стволами и т. д.

Шахтные стволы в зависимости от вида подъемных установок, которыми они оборудованы, бывают скиповыми, клетевыми, скипоклетевыми.

Слепой шахтный ствол в отличие от шахтного ствола не имеет выхода на поверхность и предназначен для обслуживания подземных работ, прежде всего для подъема полезного ископаемого с нижних горизонтов на верхние.

Гезенком 4 называют вертикальную горную выработку, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и служит для спуска угля с верхнего горизонта на нижний под действием собственного веса, передвижения людей, проветривания и пр. Глубина гезенков может достигать 100 м и более.

Горизонтальные горные выработки. Почти все горизонтальные выработки имеют незначительный уклон для обеспечения стока шахтных вод и облегчения откатки груженных составов.

Тоннель — горизонтальная (реже наклонная) горная выработка, которая имеет два выхода на поверхность. Тоннели на предприятиях горнодобывающей промышленности встречаются крайне редко.

Штольня — горизонтальная горная выработка, которая имеет выход на поверхность и служит для разведки или эксплуатации месторождения. Различают откаточные, вентиляционные и водоотливные штольни. Штольни проводят по простиранию и вкрест простирания месторождения. Чаще всего штольни имеют трапецевидную или сводчатую форму поперечного сечения.

Квершлаг — протяженная горизонтальная горная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и проводится под углом к простиранию месторождения, чаще всего вкрест простирания. Квершлаг разделяют на откаточные и вентиляционные. Квершлаг, как и штольни, имеют трапецевидную или сводчатую (арочную) форму поперечного сечения. При проведении квершлагов по крепким и устойчивым породам они могут не крепиться.

Штрек 3 — протяженная горизонтальная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и проведена по простиранию месторождения при пологом, наклонном и крутом его залегании и в любом направлении при горизонтальном залегании. Штрек, проведенный целиком или частично (т. е. с подрывкой боковых пород) по пласту полезного ископаемого, называют пластовым, а проведенный по породе — полевым.

В зависимости от назначения штреки бывают откаточные (7) и вентиляционные (9). Откаточные штреки

служат для транспортирования угля, подачи свежего воздуха, передвижения людей, доставки материалов и пр. Вентиляционные штреки предназначены для отвода отработанной струи воздуха и вспомогательных целей (транспортирование грузов, передвижение людей).

Штреки имеют трапециевидную или сводчатую (арочную) форму поперечного сечения. Длина штреков может достигать нескольких километров.

Орт — горизонтальная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и проведена вкрест простирания пласта или залежи между ее висячим и лежащим боками. Форма и размеры поперечного сечения орта аналогичны штреку.

Просек 14 — вспомогательная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и проводится по пласту полезного ископаемого в направлении его простирания. Обычно он располагается параллельно штреку и служит для вентиляции, транспортирования полезного ископаемого, оконтуривания целиков и других целей.

Сбойка 12 — наклонная или горизонтальная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и проводится по полезному ископаемому или по породам. Сбойка обычно соединяет две какие-нибудь близко расположенные выработки, например штрек и просек.

Наклонные выработки. *Наклонный ствол* — наклонная выработка, которая имеет непосредственный выход на поверхность и служит для тех же целей, что и вертикальный ствол. Наклонные стволы проводят в большинстве случаев по полезному ископаемому. Наклон ствола к горизонту определяется углом падения пласта или залежи. Реже наклонные стволы проводят по породам.

Бремсбергом 11 называют наклонную выработку, не имеющую непосредственного выхода на земную поверхность и служащую для спуска полезного ископаемого с помощью механических транспортных средств. Бремсберги применяют только при наклонном и пологом залегании залежей. В зависимости от назначения различают бремсберги капитальные, панельные и участковые. Бремсберг может быть пластовым или полевым.

Уклон 5 — наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и служащая для подъема полезного ископаемого с помощью механических транспортных средств. В зависимости от назначения различают уклоны капитальные, панельные и участковые. Уклон может быть пластовым или полевым. Форма поперечного сечения бремсбергов и уклонов — трапециевидная или сводчатая (арочная).

Как правило, параллельно бремсбергу и уклону в плоскости пласта проводят также *ходки 6 и 10*, которые служат для передвижения людей, проветривания и других целей.

Скатом называют наклонную выработку, проводимую обычно по полезному ископаемому и не имеющую непосредственно выхода на поверхность. Она служит для спуска полезного ископаемого и других грузов под действием собственного веса. Скаты проводят при разработке крутых пластов. В скатах устраивают ходовые и углеспускные отделения.

К наклонным горным выработкам, не имеющим непосредственного выхода на поверхность, относятся также печи. *Печь* — выработка, проводимая по полезному ископаемому без подрывки боковых пород и служащая для вентиляции, транспортирования угля, передвижения людей и т. п. Печь, проводимую для подготовки очистной выработки, называют *разрезной 13*. Печи, предназначенные для спуска угля, называют углеспускными, а для пропуска воздуха — вентиляционными. Печи обычно крепят деревянной или разборной металлической крепью. В отдельных случаях при выбурировании печей по крепкому углю они имеют круглую форму поперечного сечения и оставляются без крепи.

Очистные выработки. Очистными называют выработки, проводимые по пласту или залежи и предназначенные для выемки полезного ископаемого. Очистные выработки непрерывно или периодически передвигаются в пространстве. Форма их поперечного сечения и длина зависят от мощности и угла падения разрабатываемых пластов и технологии добычи полезного ископаемого. В угольных шахтах к очистным выработкам относят лавы и камеры.

Лава 8 — очистная выработка значительной протяженности (от нескольких десятков до нескольких сот метров), один бок которой образован массивом полезного ископаемого (забоем лавы), а другой — закладочным материалом или обрушенной породой. Лава имеет выходы на транспортный и вентиляционный штреки (ходки при продвигании лавы по падению или восстанию) либо на просеки.

Очистная камера — очистная выработка небольшой протяженности (до 12—16 м), ограниченная по бокам целиками угля.

Выработки околоствольного двора. Они в основном представлены камерами, предназначенными для установки машин и механизмов, хранения различных материалов, санитарных и других целей. Название камер определяется их назначением (камера ожидания, электровозный гараж, насосная, электроподстанция, медпункт, водосборник и др.).

Совокупность подземных выработок, расположенных около стволов и предназначенных для обслуживания подземных горных работ, называют *околоствольным двором*.

Выработки с небольшой площадью поперечного сечения. К ним относят шпур и скважины, которые могут занимать любое положение в пространстве.

Шпур — это цилиндрическое углубление, которое выбуривается в толще пород или полезного ископаемого для размещения в нем заряда взрывчатых веществ или для других целей. Диаметр шпура составляет обычно 30—40 мм, а в отдельных случаях 60—75 мм. Длина шпура может достигать 5 м. Обычно шпур бурят длиной 1,5—2 м.

Скважина — подобная шпuru выработка, которая отличается от него увеличенным диаметром (75 мм и более) и глубиной. Глубина скважин колеблется от 5 м до нескольких тысяч метров. Скважины применяют для разведки месторождений полезных ископаемых и их добычи (нефть, газ, вода), размещения заряда взрывчатых веществ, а также для прокладки кабелей, спуска заиловочной пульпы и других целей.

5.2. Шахта. Шахтное поле

Шахта — горнопромышленное предприятие, которое осуществляет добычу полезных ископаемых подземным способом и отгрузку его непосредственно потребителям или на обогатительную фабрику. В понятие шахта включаются надземные сооружения и совокупность горных выработок, предназначенных для разработки месторождения в пределах шахтного поля.

Шахта характеризуется производственной мощностью, сроком службы, балансовыми и промышленными запасами, размерами шахтного поля по падению и простиранию.

Производственной мощностью шахты называют количество полезного ископаемого в тоннах (или кубических метрах), добываемое в единицу времени (сутки, год).

Срок существования (службы) шахты — период T , в течение которого отрабатываются промышленные запасы полезного ископаемого в пределах шахтного поля при производственной мощности шахты A .

В настоящее время действуют угольные шахты с годовой производственной мощностью 3—10 млн т. Так, например, годовая производственная мощность шахты «Распадская» (СССР) составляет 7,5 млн т, шахты «Селби» (Великобритания) — 10 млн т, шахты «Монополь» (ФРГ) — более 3 млн т, шахты «Рейнланд» (ФРГ) — более 5 млн т. Более мощные шахты обеспечивают лучшие показатели по производительности труда и себестоимости 1 т добываемого угля. Поэтому в СССР годовые мощности шахт рекомендуется принимать, как правило, в размере 1,2—3,6 млн т, а на участках с большими запасами и благоприятными геологическими условиями — 4,5—6 млн т и выше. В отдельных случаях на участках с ограничен-

ными запасами углей дефицитных марок, при соответствующем технико-экономическом обосновании, допускается принимать мощность шахты менее 1,2 млн т в год. В СССР расчетный срок существования шахты мощностью более 1,8 млн т в год должен составлять не менее 50—60 лет.

В Великобритании, США, ФРГ и других странах промышленные запасы в шахтном поле должны быть такими, чтобы обеспечить работу предприятия на полную проектную мощность в течение 80—100 лет.

Полный срок существования шахты T_{π} будет несколько больше, так как к расчетному сроку T_p добавляется время на освоение проектной мощности шахты и затухание добычи к концу отработки запасов:

$$T_{\pi} = T_p + t_1 + t_2,$$

где t_1 — срок освоения годовой проектной мощности шахты. По нормам технологического проектирования, принятым в СССР, $t_1 \leq 2$ лет при годовой мощности шахты $A_r = 0,6—1,2$ млн т и $t_1 \leq 3$ лет при $A_r = 1,2—3$ млн т. При $A_r \geq 3$ млн т, а также для шахт глубиной более 800 м срок освоения проектных мощностей устанавливается при проектировании; t_2 — срок затухания добычи к концу отработки запасов, который строго не регламентирован, но должен составлять не более 20% продолжительности отработки последнего горизонта, т. е. при пологих пластах не более 2—3 лет, при крутых — не более 1—2 лет.

Месторождения, имеющие распространение на большой площади, целесообразно разделять на несколько частей для разработки отдельными горными предприятиями.

Шахтным полем называется месторождение или его часть, отводимая для разработки одной шахтой.

Обычно месторождения залегают не горизонтально. Тогда различают верхнюю и нижнюю границы шахтного поля, а также боковые границы. Верхняя граница ограничивает шахтное поле по восстанию, нижняя — по падению, боковые — по простиранию (рис. 5.3).

Часть недр, предоставленная шахте для промышленной разработки содержащихся в ней угольных залежей, называют *горным отводом*. Горный отвод не дает право на использование поверхности в его границах.

Границы шахтного поля могут быть фиксированными и условными. Фиксированные границы технологически не могут быть перенесены. Они образуются контурами самого месторождения или линией кондиционных характеристик полезного ископаемого, выходом пластов под наносы, крупными горно-геологическими нарушениями, охранными целиками под зданиями и сооружениями на поверхности, а также под крупными водоемами. Условные границы устанавливаются соответствующими

5.3. Деление шахтного поля на части

Разработку шахтного поля ведут отдельными участками или частями (рис. 5.4).

Часть шахтного поля, ограниченную по падению и восстанию соответственно нижней и верхней границами шахтного поля, а по простиранию — с одной стороны боковой границей шахтного поля, с другой вертикальной плоскостью, проведенной вкрест простирания пласта и проходящей через главные вскрывающие выработки, называют *крылом* (см. рис. 5.4, контуры *а—б—г—д*). Обычно противоположные крылья шахтного поля одинаковы по размерам. Двукрылая разработка шахтного поля при прочих равных условиях позволяет более интенсивно вырабатывать запасы.

Часть шахтного поля, отрабатываемую на один околоствольный двор и ограниченную по простиранию боковыми границами шахтного поля, называют *выемочным горизонтом*. Размер выемочного горизонта по простиранию равен размеру шахтного поля по простиранию, а размер по падению изменяется от 100 м до 2000—3000 м и более.

Проектная мощность шахты должна обеспечиваться, как правило, работой на одном горизонте. В СССР срок службы горизонта для шахт, разрабатывающих пологие и наклонные пласты, должен составлять не менее 20 лет, а для шахт, разрабатывающих крутонаклонные и крутые пласты, не менее 10—15 лет. В Великобритании рациональным считается срок службы горизонта 15 лет, а минимальным 9—10 лет.

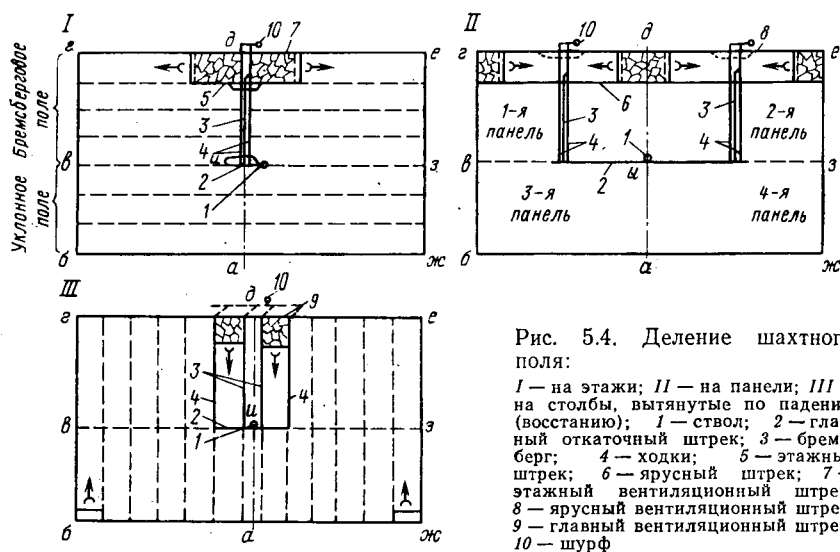


Рис. 5.4. Деление шахтного поля:

I — на этажи; II — на панели; III — на столбы, вытянутые по падению (восстанию); 1 — ствол; 2 — главный откаточный штрек; 3 — бремсберг; 4 — ходки; 5 — этажный штрек; 6 — ярусный штрек; 7 — этажный вентиляционный штрек; 8 — ярусный вентиляционный штрек; 9 — главный вентиляционный штрек; 10 — шурф

Бремсберговой частью выемочного горизонта называют участок, ограниченный по простираению боковыми границами шахтного поля, по восстанию — верхней границей шахтного поля или нижней границей верхнего выемочного горизонта, а по падению — горизонтальной плоскостью, проходящей через отметку откаточного горизонта (бремсберговую часть обслуживают бремсберги) (см. рис. 5.4, контуры *в—г—е—з*).

Уклонной частью выемочного горизонта называют участок, ограниченный по простираению боковыми границами шахтного поля, по падению — нижней границей шахтного поля или верхней границей нижнего выемочного горизонта, а по восстанию — горизонтальной плоскостью, проходящей через отметку откаточного горизонта (уклонную часть обслуживают уклоны) (см. рис. 5.4, контуры *б—в—з—ж*).

Обычно размер по падению уклонной части меньше бремсберговой в связи с более сложными условиями проветривания и транспортирования полезного ископаемого снизу вверх. По этой причине уклонная часть может вообще отсутствовать. Размер уклонной части должен не превышать 1000—1200 м.

Функциональной особенностью выемочного горизонта является наличие только одного главного околоствольного двора, предназначенного для выдачи запасов полезного ископаемого в пределах горизонта. Если в шахтном поле только один околоствольный двор, через который выдаются все запасы шахтного поля, то можно считать, что имеется только один выемочный горизонт, по геометрическим размерам и запасам равный шахтному полю. В этом случае бремсберговая и уклонная части горизонта становятся бремсберговой и уклонной частями шахтного поля.

На шахтах большой производственной мощности («Распадская» в СССР, «Селби» в Великобритании и др.) шахтные поля делят на самостоятельно проветриваемые одновременно действующие блоки.

Блоком называют часть шахтного поля, вскрытую с поверхности воздухоподающими и вентиляционными стволами, которые могут быть использованы также для спуска-подъема людей, материалов и оборудования. Объединяет блоки общий для всего горизонта главный откаточный штрек, по которому осуществляется транспортирование угля к главным стволам, или групповые транспортные и коммуникационные сети на поверхности, соединяющие блоки с центральной промышленной площадкой у главных стволов. В последнем случае полезное ископаемое выдают по блоковым стволам.

На рис. 5.5 показана схема, в которой шахтное поле разделено на три блока. При одновременной работе трех блоков производственная мощность шахты существенно увеличивается. Шахтное поле разрабатывается тремя горизонтами.

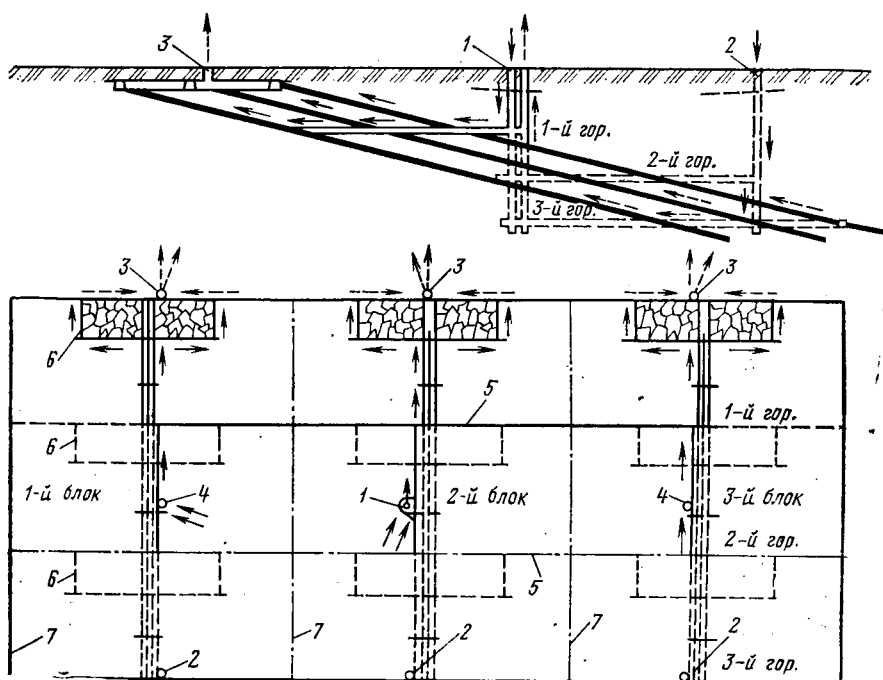


Рис. 5.5. Деление шахтного поля на блоки:

1 — подъемный ствол; 2 — вентиляционные стволы; 3 — вентиляционные шурфы; 4 — блоковые стволы; 5 — главные откаточные штреки; 6 — лава; 7 — границы блоков

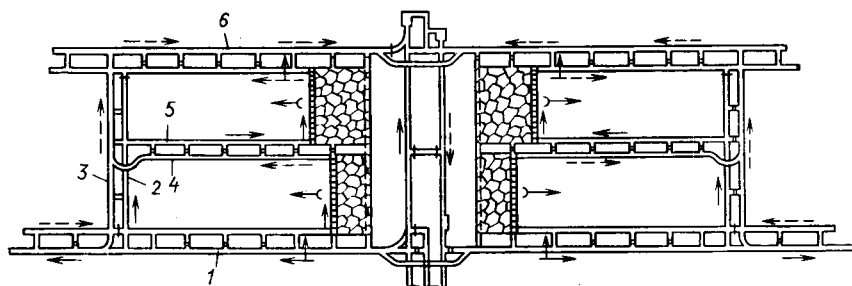


Рис. 5.6. Деление этажа на выемочные поля:

1 — этажный откаточный штрек; 2, 3 — соответственно участковые бремсберг и ходок; 4, 5 — соответственно вентиляционный и откаточный подэтажные штреки; 6 — этажный вентиляционный штрек

В центре шахтного поля (2-го блока) проведены два центрально-сдвоенных ствола, а в центре 1-го и 3-го блоков пройдены воздухоподающие стволы.

При разработке 1-го горизонта перечисленные стволы служат для подачи свежего воздуха в забои блоков. Уголь выдается только по центрально-сдвоенным стволам, у которых размещены все поверхностные сооружения для приемки угля. Отработанный воздух отводится по вентиляционным шурфам или стволам, которые располагаются у верхней границы блоков в средней их части.

Для разработки 2-го и 3-го горизонтов проходят еще три ствола у нижней границы шахтного поля. По этим стволам на 2-й горизонт подается свежий воздух. Отработанный воздух отводится по стволам, по которым ранее в шахту подавался свежий воздух. Для разработки 3-го горизонта все стволы углубляются. Таким образом, каждый блок проветривается как самостоятельное шахтное поле, имеющее небольшие размеры по простиранию.

Бремсберговые и уклонные части выемочного горизонта разделяют на более мелкие части — этажи или панели.

Этажом называют часть шахтного поля, ограниченную по падению откаточным и вентиляционным этажными штреками по простиранию — границами шахтного поля (рис. 5.4, I). Наклонная высота этажа зависит от горно-геологических условий и горнотехнических факторов. Так, например, в СССР при разработке пластов с углами падения от 35 до 55° она обычно составляет 145—155 м. При разработке крутых пластов наклонную высоту этажа принимают равной 125—135 м, а вертикальную — 100—120 м. В Великобритании наклонная высота этажа колеблется от 100 до 200 м, во Франции при разработке пологих пластов она достигает 500 м и более. При разработке крутых и крутонаклонных пластов наклонная высота этажа составляет 100—180 м, вертикальная — 75—150 м.

В свою очередь, этажи можно разделить на подэтажи подэтажными штреками. Для транспортирования полезного ископаемого и подачи свежего воздуха подэтажные штреки должны быть соединены с этажными откаточными штреками, промежуточными (участковыми) бремсбергами (скатами и др.). Часть этажа, в пределах которого разработка пласта (пластов) осуществляется с помощью одного (общего для нескольких пластов в случае групповой разработки) участкового бремсберга, ската или квершлага, называется *выемочным полем* (рис. 5.6).

Размер выемочного поля по простиранию на пологих пластах находится в пределах 800—1100 м, на наклонных — 400—800 м, на крутых — 350—500 м. При разработке мощных крутых пластов с разделением на слои размер выемочного поля по простиранию может быть уменьшен до 100—120 м.

При разработке крутых пластов деление этажа на два подэтажа, объединяемых в каждом выемочном поле посредством углеспускного ската, применяется редко. Как правило, крутые пласты отрабатываются л а в а м и-э т а ж а м и, т . е. этажами, в пределах которых по восстанию может быть нарезана только одна лава. В подобном случае выемочное поле представляет собой обычно часть этажа, расположенную между двумя регулярно проводимыми на откаточном горизонте участковыми (промежуточными) квершлагами.

Выемочные поля бывают односторонними, если очистные забои располагаются с одной стороны от промежуточного бремсберга (уклона, ската, квершлага), и двусторонними, если очистные забои расположены с обеих сторон промежуточного бремсберга (уклона, ската, квершлага).

В СССР деление шахтных полей на этажи, как правило, применяют при разработке пластов с углами падения свыше 25° . В ФРГ, Великобритании и Франции шахтные поля делятся на этажи независимо от угла падения пластов.

Панелью называют часть шахтного поля, ограниченную по восстанию и падению главными штреками (откаточным и вентиляционным) либо с одной стороны границей шахтного поля (соответственно верхней или нижней), а по простиранию — границами соседних панелей или границей соседней панели с одной стороны и границей шахтного поля с другой и обслуживаемую собственной транспортной выработкой — бремсбергом (уклоном) (см. рис. 5.5, II).

Панели могут быть одно- и двукрылыми, бремсберговыми и уклонными. Длина панели, как и бремсберга (уклона), обычно регламентируется возможностями транспортных средств по наклонным выработкам и условиями проветривания. Размер панели по простиранию на шахтах в СССР составляет преимущественно 2500—3000 м, по падению — 1200—1500 м, на шахтах США он равен 500—2000 м, на шахтах Великобритании — 2000—3000 м.

Панели по падению делят на ярусы.

Ярус — это часть панели, ограниченная по падению откаточным (конвейерным) и вентиляционным штреками, по простиранию — границами панели. При однокрылых панелях ярус одновременно отрабатывают одним или двумя очистными забоями, при двукрылых — двумя или четырьмя.

В СССР деление шахтных полей на панели, как правило, применяют при разработке пластов любой мощности и обводненности с углом падения до 25° . В США, Великобритании и других странах шахтные поля делятся на панели при разработке пластов, близких к горизонтальному залеганию.

Выемочным участком называют участок одного пласта в пределах одного подэтажа (подъяруса) и одного крыла вые-

мочного поля (панели). При индивидуальной отработке пластов лавами-этажами понятия выемочное поле и выемочный участок совпадают.

При отработке горизонтальных пластов выемочный участок представляет оконтуренный штреками и отрабатываемый столб полезного ископаемого.

На шахтах СССР при разработке пластов с углами падения до 10° шахтное поле (горизонт) делят на бремсберговую и уклонную части длиной по падению 800—1000 м для мощных пластов и 1000—1500 м для пластов тонких и средней мощности, которые отрабатываются лавами, подвигаемыми по падению или восстанию (см. рис. 5.4, III).

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

Группой пластов называют часть пластов свиты, разработка которых ведется на одну горизонтальную откаточную выработку.

6. ПОРЯДОК ОТРАБОТКИ ЧАСТЕЙ ШАХТНОГО ПОЛЯ И ПЛАСТОВ В СВИТЕ

6.1. Порядок и последовательность отработки частей шахтного поля

Чтобы обеспечить рациональную и экономически эффективную разработку запасов, отработка отдельных частей (панели, этажи и столбы, вытянутые по падению или восстанию) шахтного поля ведется в определенном порядке и последовательности во времени и пространстве.

При прямом порядке отработки шахтного поля вначале отрабатываются части, расположенные ближе к центру шахтного поля, причем фронт очистных работ как бы перемещается от центра шахтного поля к границам.

При обратном порядке отработки шахтного поля вначале отрабатываются части, расположенные ближе к границам шахтного поля, причем фронт очистных работ как бы перемещается от границ шахтного поля к центру.

Схемы порядка отработки различных частей шахтного поля приведены на рис. 6.1.

В СССР по правилам технической эксплуатации порядок отработки шахтного поля при делении на панели, как правило, прямой — при отработке бремсберговой части (от ствола к границам) и обратный — при отработке уклонной части (от границ к стволам). В последнем случае главные откаточные штреки обычно погашают. При таком порядке отработки первыми в эксплуатацию вводятся ближайшие к стволам панели, что обес-

Части шахтного поля	Порядок отработки	
	прямой	обратный
Столбы, ориентированные по падению (восстановлению)		
Панели		
Этажи		

Рис. 6.1. Схемы отработки шахтного поля и его частей

печивает сокращение сроков строительства шахты и уменьшение первоначальных капитальных затрат.

В зависимости от производственной мощности шахты в одновременной работе могут находиться 2, 3, 4 и большее число панелей.

Порядок отработки выемочных столбов, вытянутых по падению (восстановлению) пласта, примерно такой же, как и панелей. Выемочные столбы в бремсберговой части обрабатываются в прямом порядке, в уклонной части —

в обратном. При разделении шахтного поля на этажи они могут обрабатываться как в прямом порядке (от главного ствола или другой вскрывающей выработки к границам шахтного поля), так и в обратном порядке (от границ шахтного поля к главному стволу или другой вскрывающей выработке).

Существенным достоинством прямого порядка отработки этажей является возможность нарезки очистных забоев непосредственно от капитального бремсберга (уклона). При этом не требуется проведения этажных откаточного и вентиляционного штреков сразу на большую длину.

Однако прямой порядок отработки этажей связан со значительными затратами на поддержание этажных штреков, особенно вентиляционного, находящегося в выработанном пространстве. Кроме того, существенным недостатком прямого порядка отработки этажей являются большие утечки воздуха в выработанное пространство.

При обратном порядке отработки этажей затраты на поддержание этажных штреков значительно меньше, так как откаточный штрек целиком находится в угольном массиве, а вентиляционный штрек с одной стороны защищен угольным массивом разрабатываемого этажа.

К другим достоинствам обратного порядка отработки этажей относятся меньшие утечки воздуха в выработанное пространство, возможность изоляции участка в случае возникновения в выработанном пространстве эндогенного пожара, независимость друг от друга очистных и подготовительных работ. Кроме того, предварительное проведение этажных штреков при обратном порядке отработки этажей позволяет точно установить места геологических нарушений в этаже и с учетом этого соответствующим образом спланировать развитие очистных работ.

Приведенные соображения говорят о необходимости более широкого применения обратного порядка отработки этажей. Однако у него есть недостатки: значительные затраты времени и средств на проведение откаточного и вентиляционного штреков до границ шахтного поля (особенно при больших размерах шахтного поля по простиранию и малой скорости проведения штреков); трудность проветривания этажных штреков в период подготовки этажа (длина штреков может достигать 2—3 км); затруднения с поддержанием откаточного штрека обрабатываемого этажа для сохранения его в качестве вентиляционного штрека нижележащего этажа (в связи с наличием с одной стороны штрека выработанного пространства).

По падению (восстанию) этажи могут обрабатываться в нисходящем и восходящем порядках.

Нисходящий порядок отработки этажей предусматривает последовательную отработку этажей в шахтном поле в направлении от верхнего этажа к нижнему. В соответствии с установленными в СССР правилами отработка этажей как в бремсберговой, так и в уклонной части шахтного поля ведется, как правило, в нисходящем порядке, который обеспечивает меньшее содержание метана в вентиляционном штреке.

При восходящем порядке этажи в шахтном поле обрабатываются по восстанию, начиная с этажа, расположенного на уровне главного откаточного штрека. Это позволяет ускорить сдачу строящейся шахты в эксплуатацию, но ведет к повышенному выделению метана из выработанного пространства нижележащего этажа в выработки вышележащего этажа.

В связи с последним обстоятельством восходящий порядок отработки этажей допускается в СССР лишь на шахтах ниже III категории по газу.

Порядок отработки ярусов в панели примерно такой же, как и этажей в шахтном поле. В бремсберговой панели могут обрабатываться как по восстанию, так и по падению, если шахта по газу ниже III категории; в остальных случаях ярусы обрабатывают только в нисходящем порядке. В уклонных панелях ярусы обрабатывают в нисходящем порядке.

По простиранию ярусы можно обрабатывать как в прямом (от вскрывающей выработки к границам панели), так и в обратном (от границ панели к вскрывающей выработке) порядке. Так как длина крыльев панели намного меньше длины крыльев этажей, ярусы легче подготавливать к отработке в обратном порядке. Поэтому отработка ярусов от границ панелей нашла достаточно широкое применение.

Отдельные части шахтного поля обрабатываются в определенной последовательности во времени. В зависимости от конкретных условий одновременно в работе могут находиться один или два выемочных горизонта или блока, одна или несколько

панелей и т. д. В связи с этим различают последовательную и параллельную отработку шахтного поля.

Если в одновременной работе находится только одна одноименная часть шахтного поля, то такая отработка называется последовательной, а если несколько одноименных частей шахтного поля — п а р а л л е л ь н о й.

Обычно стремятся к обеспечению последовательной отработки, так как при этом повышается концентрация работ и соответственно возрастает эффективность производства. Однако концентрация экономически и технически эффективна при определенных ее значениях, обусловленных комплексом горно-геологических, горно-технических и экономических факторов. В связи с этим решение о последовательной или параллельной отработке должно приниматься в каждом конкретном случае с учетом всех влияющих факторов.

6.2. Порядок отработки пластов в свите

Пласты в свите могут отрабатываться в нисходящем, восходящем и смешанном порядке, а также одновременно или последовательно.

При восходящем порядке отработки пластов вначале отрабатывается нижний пласт свиты (группы), а затем вышележащий (или вышележащие). Он применяется при вскрытии независимых пластов со стороны лежачего бока для сокращения срока ввода в эксплуатацию шахты или нового горизонта.

На сближенных пластах восходящий порядок отработки пластов используется в основном для обеспечения безопасной разработки вышележащих пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа или склонных к горным ударам. Необходимым условием его применения является достаточная мощность междупластья, при которой сохраняется сплошность вышелегающих пластов.

Нисходящий порядок отработки пластов предусматривает последовательную их выемку, начиная с самого верхнего в свите. Такой порядок должен иметь преимущественное распространение.

При смешанном порядке отработки пластов первым отрабатывается один из средних пластов в свите (группе), а затем верхние и нижние. Такой порядок в основном применяется при первоочередной отработке защитных пластов в свите, содержащей пласты, опасные по внезапным выбросам или склонные к горным ударам, а также в случае необходимости перераспределить газовыделение и горное давление между пластами.

Пласт угля, разрабатываемый с опережением для предупреждения внезапных выбросов или горных ударов на сближенном (защищаемом) опасном пласте, называют **защитным**.

Угольные пласты, опасные по внезапным выбросам, должны отрабатываться только после выемки защитных. Защитные пласты должны отрабатываться без оставления целиков в выработанном пространстве.

Опережающая отработка защитных пластов позволяет предотвратить горные удары и выбросы, повысить устойчивость горных выработок, облегчить применение отдельных систем разработки и способов выемки в условиях повышенного горного или газового давления.

Рабочие пласты свиты могут отрабатываться одновременно или последовательно. При пологом и наклонном их залегании одновременно рекомендуется отрабатывать один пласт. Чаще всего одновременно отрабатывается не более 2—3 пластов. При этом положение очистных забоев должно быть взаимоувязанным в пространстве и времени.

При последовательной отработке выемка очередного пласта осуществляется после окончания горных работ в пределах этажа, панели или горизонта на предыдущем пласте.

При правильно выбранной последовательности отработки пластов отпадает необходимость ведения горных работ в местах особо опасных концентраций напряжений и повышенной газообильности. Так, например, первоочередная отработка 10—15% защитных пластов в свите (группе) на глубинах 800—1500 м благодаря перераспределению горного давления и газообильности обеспечивает благоприятные условия разработки остальных 85—90% пластов.

Варианты отработки защитных пластов		Схема варианта
Пологие пласты	Надрработка	
	Подработка	
Крутые пласты	Надрработка	
	Подработка	

Рис. 6.2. Варианты отработки защитных пластов:

1, 2 — соответственно защитный и выбросоопасный (защищаемый) пласты

Разработка защитного пласта, расположенного выше защищаемого, называется *надработкой*, ниже защищаемого — *подработкой* (рис. 6.2).

Работы на защитном и выбросоопасном пластах проводятся как последовательно, так и параллельно. Это означает, что защитный пласт отрабатывается не полностью, а в объеме, достаточном для защиты отдельного участка выбросоопасного пласта. При параллельной разработке крутых пластов работы на защитном пласте должны опережать работы на выбросоопасном на расстояние не меньше, чем двукратная мощность междупластья между выбросоопасным и защитным пластами. На пологом залегании работы на выбросоопасном пласте ни в коем случае не должны опережать работы на защитном.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Что такое горная выработка?
2. На какие группы делятся эксплуатационные горные выработки и чем характеризуется каждая группа?
3. Что вам известно о вертикальных выработках?
4. Для чего проходят наклонные и горизонтальные выработки и как их подразделяют?
5. Перечислите все подземные горные выработки по группам, на которые они делятся, дайте их определение.
6. Каково назначение околоствольного двора и камер?
7. Каково назначение шахтных стволов?
8. Что называется шахтным полем?
9. Каковы должны быть запасы угля в шахтном поле?
10. Как делятся шахты на категории по метану?
11. Какая зависимость существует между сроком службы, промышленными запасами и годовой производственной мощностью шахты?
12. В чем заключается сущность деления шахтного поля на этажи и панели?
13. Что такое выемочное поле и выемочный участок?
14. В каком порядке отрабатываются части шахтного поля?

Раздел третий

ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

7. СХЕМЫ И СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

7.1. Факторы, определяющие выбор схемы и способа вскрытия

Вскрытием месторождения или шахтного поля называют проведение комплекса вскрывающих выработок, которые открывают доступ с поверхности к полезному ископаемому и обеспечивают возможность проведения подготовительных выработок.

Различают схему и способ вскрытия шахтного поля.

Схемой вскрытия называют пространственное расположение сети вскрывающих выработок (стволы, штольни и др.) относительно границ шахтного поля.

Способ вскрытия — расположение системы вскрывающих выработок в шахтном поле относительно горизонтальной плоскости с учетом их функционального назначения.

Основными факторами, определяющими выбор схемы и способа вскрытия шахтного поля или его части, являются: число вскрываемых пластов, угол падения пластов, свойства вмещающих пород, расстояние между пластами, мощность наносов или покрывающей непродуктивной толщи, наличие пливунов и других водоносных пород, нарушенность месторождения, глубина разработки, газоносность пластов, рельеф местности; производственная мощность шахты; размер шахтного поля; срок службы шахты; уровень развития горнодобывающей техники; подготовка шахтного поля, системы разработки и схемы вентиляции и др.

Схема и способ вскрытия должны обеспечивать: рациональную разработку шахтного поля в течение всех этапов работы шахты и получение стабильной проектной добычи угля на каждом этапе; минимальный объем вскрывающих горных выработок; минимальные первоначальные капитальные затраты на вскрытие месторождения и строительство шахты; однотипность транспорта по всем горным выработкам; возможность периодического обновления горного хозяйства шахты; выемочный горизонт с достаточно большими запасами угля, чтобы промежутки между углубками стволов или изменениями элементов схемы были по возможности более длительными.

Основная задача, которая ставится перед проектировщиками угольных шахт при определении способа вскрытия месторождения и выбора места заложения стволов (вертикальных и

наклонных) или штолен, — обеспечение наибольшей экономической эффективности. Этой задаче подчинен также выбор схемы подготовки, системы разработки, средств механизации выемки и подземного транспорта.

7.2. Вскрывающие выработки

Горные выработки, используемые для вскрытия шахтных полей, делятся на главные и вспомогательные.

К главным вскрывающим выработкам относятся выработки, которые проводят с поверхности земли (вертикальные и наклонные стволы, штольни). С их помощью осуществляется вскрытие шахтного поля с поверхности. Они служат для транспортирования полезного ископаемого и породы, доставки материалов и оборудования, спуска-подъема людей, а также целей вентиляции.

К вспомогательным вскрывающим выработкам относятся слепые стволы, вспомогательные штольни, шурфы, квершлагы, гезенки, скаты и другие выработки, которые служат для вскрытия пласта или свиты пластов от главных вскрывающих выработок, а также вскрытия нижних горизонтов шахтного поля.

Главные вскрывающие выработки располагаются относительно элементов залегания пласта самым различным образом.

Вертикальные стволы, как правило, пересекают пласты полезного ископаемого или размещаются в породах лежащего либо висячего бока вскрываемых пластов.

Вертикальные стволы применяют для вскрытия месторождений практически при любых мощностях и углах падения пластов независимо от мощности наносов, глубины разработки, размеров шахтного поля и производственной мощности шахты. В СССР примерно две трети шахтных полей вскрыто вертикальными стволами, в ФРГ, Великобритании и Франции — более 80%. Вскрытие вертикальными стволами получило преимущественное распространение также в ПНР.

Наклонные стволы проводят обычно по пласту полезного ископаемого или параллельно ему в породах лежащего бока; в некоторых случаях они проходят по вмещающим породам под некоторым углом к напластованию. Вскрытие наклонными стволами применяют в основном при разработке неглубоко залегающих месторождений. С ростом глубины горных работ наблюдается тенденция уменьшения доли такого вскрытия (Великобритания, СССР). В США удельный вес вскрытия наклонными стволами довольно значителен (около 20%), что объясняется благоприятными условиями залегания месторождений.

Штольни, как и наклонные стволы, можно проходить по пласту или под углом к нему в породах лежащего либо висячего бока. Горно-геологические условия угольных месторождений и рельеф местности в США позволили около 79% шахтных полей вскрыть штольнями. В США считается, что до глубины 210—240 м целесообразность вскрытия штольнями или наклонными стволами не вызывает сомнения. Только при мощности покрывающих пород свыше 210—240 м окончательное решение может быть принято после тщательного технико-экономического анализа различных вариантов вскрытия, при котором учитываются как первоначальные капитальные затраты, так и эксплуатационные расходы. В Великобритании вскрытие свит пластов штольнями получило наибольшее распространение при разработке неглубоко залегающих угольных месторождений. Пласты, залегающие на глубине до 150—180 м и пригодные для вскрытия штольнями, имеются в Шотландии. В СССР вскрытие штольнями применяется только на 31 шахте (5,1% шахтного фонда).

Стволы проходят или сразу на всю глубину шахтного поля, или постепенно углубляют по мере развития горных работ. В первом случае имеет место одnogоризонтное вскрытие, во втором — многогоризонтное.

Преимуществами вертикальных стволов по отношению к остальным основным вскрывающим выработкам являются: большая площадь поперечного сечения, что особенно важно при необходимости подачи в шахту большого количества свежего воздуха, меньшие расходы по обслуживанию и поддержанию; возможность совмещения в одном стволе всех необходимых транспортных операций. Недостатки вертикальных стволов: большая стоимость проходки; цикличность подъемных операций; сложность процесса углубки, создающая значительные затруднения для использования ствола в эксплуатационных целях даже при наличии специального углубочного отделения.

Наклонные стволы по типу применяющихся в них транспортных устройств подразделяются на два вида: с канатным подъемом и с конвейерной доставкой.

Ствол с канатным подъемом может иметь угол наклона в пределах 10—60°. Ниже и выше этих пределов следует проходить соответственно горизонтальные или вертикальные вскрывающие выработки.

Наклонные стволы с конвейерной доставкой имеют большую пропускную способность, лимитируемую лишь производительностью установленных конвейеров и временем их непрерывной работы. К недостаткам наклонных стволов, оборудованных конвейерами, относятся большая, чем у вертикальных стволов, протяженность и значительная трудоемкость проходки в сложных горно-геологических условиях, а также ограничения мак-

симально возможного угла наклона стволов по условиям транспортирования конвейерами. В последнее время делаются попытки увеличить угол наклона конвейерных стволов за счет применения специальных типов конвейеров.

Направление и расположение главных вскрывающих выработок устанавливаются с учетом рельефа местности, глубины залегания пластов, их мощности и угла падения, а также свойств вмещающих пород.

Выработки, а иногда и целая сеть горных выработок от околовольного двора до первого пересечения с вскрываемыми пластами образуют совокупность вспомогательных вскрывающих выработок. По размерам запасов, вскрываемых с помощью вспомогательных выработок, а соответственно и сроку их отработки все вспомогательные вскрывающие выработки делятся на: капитальные, служащие в течение всего срока отработки запасов шахтного поля; погоризонтные, служащие в течение времени отработки запасов горизонта; этажные, служащие в течение времени отработки запасов этажа.

Выбор вспомогательной вскрывающей выработки определяется конкретными горно-геологическими условиями (число вскрываемых пластов, угол их падения и величина междупластья).

7.3. Классификация схем и способов вскрытия шахтных полей*

Классификация схем и способов вскрытия пластовых месторождений при подземной их разработке и шахтных полей приведена на рис. 7.1.

Схемы вскрытия различаются:

по расположению главных вскрывающих выработок относительно границ шахтного поля;

по числу откаточных горизонтов, вскрываемых главными вскрывающими выработками.

По месту расположения стволов относительно границ шахтного поля на горизонтальной плоскости различают следующие группы схем вскрытия: с центральными (центрально-сдвоенными) стволами; с центрально-отнесенными стволами; с фланговыми стволами; с отнесенными стволами; с секционными стволами.

В вертикальной плоскости главные вскрывающие выработки могут располагаться у верхней и нижней границ шахтного поля, в середине шахтного поля вкрест простирания, на каждом горизонте или этаже, через горизонт или этаж.

* Классификация схем и способов вскрытия шахтных полей предложена А. С. Бурчаковым и Ю. А. Жежелевским.

По числу откаточных горизонтов, вскрываемых главными вскрывающими выработками, каждую группу схем вскрытия также можно разделить на две подгруппы: **одногоризонтное** вскрытие, позволяющее отрабатывать шахтное поле с одного откаточного горизонта, и **многогоризонтное** вскрытие с проведением вскрывающих выработок на нескольких горизонтах.

В зависимости от числа откаточных горизонтов и взаимного расположения главных вскрывающих выработок относительно границ шахтного поля можно выделить следующие схемы вскрытия:

одно- или многогоризонтные схемы вскрытия с **центральными стволами**;

одно- или многогоризонтные схемы вскрытия **центрально-отнесенными** стволами;

одно- или многогоризонтные схемы вскрытия **фланговыми** стволами;

одно- или многогоризонтные схемы вскрытия **отнесенными** стволами;

одно- или многогоризонтные схемы вскрытия **секционными** стволами.

Подобное разделение позволяет охарактеризовать схемы вскрытия по общему виду, форме общей конфигурации и расположению главных вскрывающих выработок относительно границ шахтного поля. Однако для полного представления

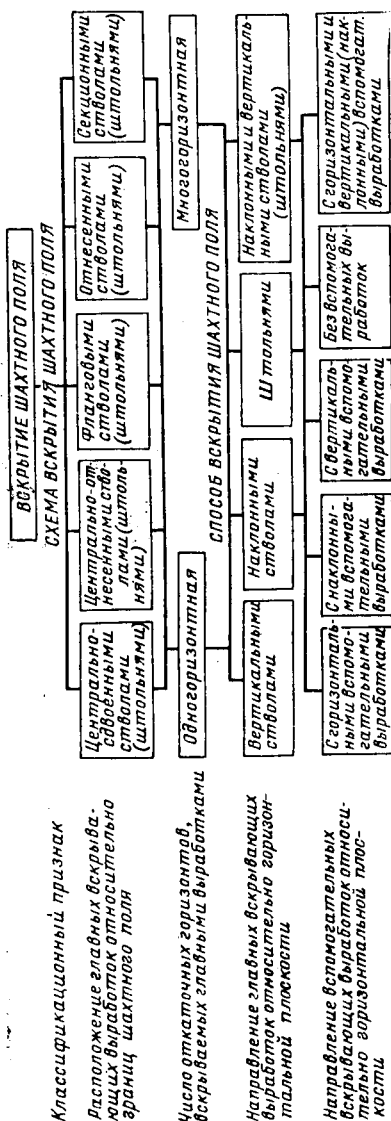


Рис. 7.1. Классификация схем и способов вскрытия шахтных полей

о вскрытии шахтного поля надо знать, что представляют собой вскрывающие выработки и какие они функции выполняют, т. е. надо знать направление вскрывающих выработок относительно горизонтальной плоскости, характер и сочетание этих выработок и их расположение по отношению к вскрываемому пласту или вскрываемым пластам, а также их функциональное назначение — способ вскрытия.

Все способы вскрытия шахтного поля можно разделить на четыре группы:

вертикальными стволами для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия вертикальными стволами);

наклонными стволами для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия наклонными стволами);

штольнями для выполнения всех транспортных и вспомогательных операций (способ вскрытия штольнями);

наклонным стволом (штольней) для выдачи угля и вертикальным стволом для выполнения вспомогательных операций (комбинированный способ вскрытия).

Кроме перечисленных выработок во вскрытии, как было отмечено выше, участвуют вспомогательные вскрывающие выработки. В зависимости от их направления относительно элементов залегания пластов различают горизонтальные, наклонные и вертикальные вспомогательные вскрывающие выработки. По функциональному назначению они делятся на транспортные и вентиляционные.

В соответствии с классификационным признаком — направление вспомогательных вскрывающих выработок относительно горизонтальной плоскости и их функциональное назначение — каждую группу способа вскрытия можно разделить на пять подгрупп:

с горизонтальными вспомогательными вскрывающими выработками;

с наклонными вспомогательными вскрывающими выработками;

с вертикальными вспомогательными вскрывающими выработками;

без вспомогательных вскрывающих выработок;

с горизонтальными и вертикальными (наклонными) вспомогательными вскрывающими выработками.

Наличие вспомогательных вскрывающих выработок и их количество в шахтном поле определяются схемой вскрытия.

7.4. Число стволов в шахтном поле

По правилам безопасности, действующим в СССР и других странах, необходимо, чтобы на каждой эксплуатационной шахте было не менее двух отдельных выходов на поверхность, приспособленных для передвижения по ним людей. В зависимости от условий на шахте может быть также три, четыре и больше стволов. Для определения потребного числа стволов на шахте необходимо знать производственную мощность шахты, количество выдаваемых углей разных марок, газоносность угольных пластов, размеры шахтного поля, глубину разработки, схемы вскрытия и подготовки шахтного поля.

На шахтах небольшой производственной мощности может быть один ствол с одним или двумя подъемами, причем обязательно должен иметься клетевой подъем для спуска и подъема людей, транспортировки оборудования, материалов, породы. В качестве второго выхода на поверхность достаточно иметь вентиляционный шурф.

Крупные шахты обычно оборудуют скиповыми подъемами для выдачи угля, а иногда и для породы; оба подъема размещают в одном стволе. Второй ствол оборудуют клетевым подъемом для выполнения всех вспомогательных операций. При вскрытии по многогоризонтной схеме с периодической углубкой стволов и подготовкой новых горизонтов целесообразно иметь во втором стволе дополнительный подъем — клеть с противовесом — и использовать его для подготовки новых горизонтов.

На крупных шахтах, разрабатывающих значительное число пластов с углями различных марок, проводят большее количество стволов. Главный ствол оборудуют двумя скиповыми подъемами для выдачи угля. Два скиповых подъема необходимо также иметь на крупных шахтах при многогоризонтной схеме вскрытия (например, с этажными квершлагами), так как на таких шахтах в течение длительных промежутков времени возможна одновременная работа двух горизонтов. Второй ствол оборудуют скиповым подъемом для выдачи породы и лестничным отделением. В этом же стволе также можно разместить еще резервный подъем — клеть с противовесом. В третьем стволе оборудуют двухклетевой подъем и дополнительный подъем — клеть с противовесом. Первый из них необходим для обслуживания рабочего горизонта, второй — для обслуживания вентиляционного горизонта, а также в период подготовки нового горизонта для углубки стволов.

На число стволов существенное влияние оказывают условия вентиляции, особенно на крупных шахтах. При большой потребности в воздухе число центральных стволов может быть увеличено до трех. Помимо этого, при разработке пологих пластов может потребоваться также вентиляционный ствол у верх-

ней границы шахтного поля. На шахтных полях больших размеров по простиранию (особенно на глубоких шахтах) во многих случаях целесообразно иметь вентиляционные стволы на флангах.

Если шахтное поле состоит из нескольких блоков, то каждый блок или группу блоков проветривают с помощью самостоятельных стволов.

7.5. Связь схем вентиляции и вскрытия

В зависимости от числа и взаимного расположения главных вскрывающих выработок, по которым подается свежий и отводится загрязненный воздух, различают центрально-сдвоенную, центрально-отнесенную, фланговую, секционную и отнесенную схемы вентиляции (рис. 7.2).

При схеме *I* с центрально-сдвоенными вертикальными стволами (наклонными стволами или штольнями) все стволы располагаются примерно посередине длины поля по простиранию и имеют чаще всего общую промплощадку. При этом воздух поступает в шахту по одному из стволов, разветвляется на крылья шахты, омывает подготовительные и очистные забои, возвращается к центру шахтного поля и отводится на поверхность по второму стволу. Расстояние между стволами 30—100 м. Эта схема применяется при значительной глубине разработки. Ее достоинства: компактность размещения технологического комплекса на поверхности; меньшие потери угля в целике, оставляемом для охраны стволов, зданий и сооружений поверхностного комплекса; меньшие затраты времени на обеспечение проветривания за счет общешахтной депрессии; возможность использования второго ствола для углубки. Основным недостатком центрально-сдвоенной схемы проветривания являются затруднения с надежной вентиляцией выработок при разработке весьма газоносных пластов и пластов, опасных по внезапным выбросам или суффлярным выделениям метана.

В схеме *II* с фланговым расположением вентиляционных стволов главный подъемный и воздухоподающий вертикальные (наклонные стволы или штольни) располагаются примерно посередине длины поля по простиранию, а вентиляционные для исходящей струи воздуха — на крыльях шахтного поля у границы поля по простиранию или на некотором расстоянии от них по верхней границе. При этой схеме свежий воздух подается по центральному стволу и движется по выработкам основного горизонта к очистным забоям; исходящая струя поступает в выработки вентиляционного горизонта и отводится по фланговым стволам (шурфам) на поверхность. Она обеспечивает большую безопасность ведения горных работ в связи с наличием трех и

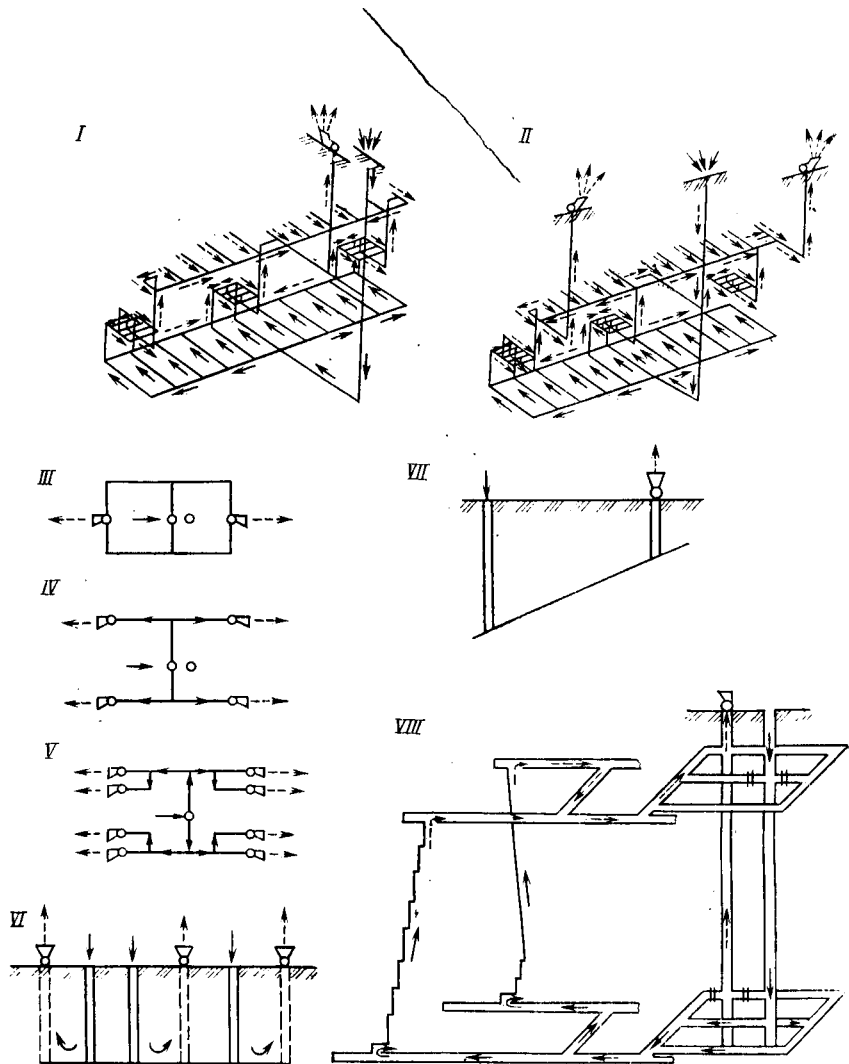


Рис. 7.2. Схемы вентиляции при различном расположении стволов в шахтном поле

более выходов на поверхность и двух главных вентиляторов, меньшей протяженностью вентиляционной струи и меньшей общешахтной депрессией. Эта схема применяется чаще всего при неглубоком залегании месторождения и при отработке верхних горизонтов.

В зависимости от того, обслуживает вентилятор целое крыло или несколько пластов, или только один участок, различают следующие фланговые схемы: крыльевую (III), групповую

(IV) и участковую (V). Недостатки фланговых схем: большие капитальные затраты, значительное удлинение сроков ввода шахты в эксплуатацию, разбросанность вентиляционных сооружений.

В схеме VI с секционным расположением стволов, применяемой при блоковом вскрытии, в качестве воздухоподающих используются обычно центральные (главные) и блоковые стволы, воздухоотводящих — центральные и фланговые блоковые стволы. Использование секционной схемы проветривания позволяет уменьшить аэродинамическое сопротивление шахты и площади поперечного сечения основных воздухоподающих выработок, облегчить управление распределением воздуха и проведение мероприятий по борьбе с рудничными газами и пожарами.

При схеме с центрально-отнесенным расположением стволов (схема VII) главный ствол находится в центре шахтного поля, вентиляционный — у верхней его границы. Основным достоинством схемы является то, что при наличии на верхней границе поля шурфа можно обойтись одним стволом с соответствующим уменьшением первоначальных капитальных затрат на строительство шахты. Вместе с тем наличие только одного ствола резко ограничивает производственную мощность шахты и усложняет управление вентиляцией из-за различной длины вентиляционной струи при обработке бремсберговой и уклонной частей шахтного поля.

По схеме VIII с отнесенным расположением стволов все вертикальные и наклонные стволы располагаются примерно посередине длины поля по простиранию за пределами шахтного поля, как правило, в породах лежачего бока вскрываемых пластов. Подобная схема широко применяется при разработке крутых пластов.

8. ВСКРЫТИЕ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ

8.1. Сущность способа вскрытия и технологии проходки вертикальных стволов

Вскрытие вертикальными стволами является наиболее распространенным и широко применяется в СССР, КНР, Великобритании, ФРГ, ПНР, Франции, Индии и других странах при различном залегании одиночных пластов или свит пластов с самыми разными горно-геологическими условиями. Его значение еще больше возрастает по мере постоянного углубления горных работ. Так, средняя глубина разработки на шахтах СССР увеличилась за последние пять лет на 34 м и составила

491 м, а на 26 шахтах в Донецком и одной шахте в Кизеловском бассейнах глубина разработки превысила 1000 м. Отдельные шахты ФРГ разрабатывают угольные пласты на глубине 1200 м и более.

Сущность вскрытия вертикальными стволами заключается в том, что с поверхности до горизонта, намеченного к вскрытию, сооружают два или более стволов — главный и вспомогательный. По отношению к главному вспомогательный ствол может иметь центральное, центрально-отнесенное, фланговое, секционное и отнесенное расположение.

При центральном расположении оба ствола (главный и вспомогательный) размещены в центре шахтного поля.

При центрально-отнесенном расположении вспомогательный ствол пройден у верхней или нижней границы шахтного поля и используется в основном для отвода исходящей струи воздуха из шахты на поверхность.

При фланговом расположении главный ствол сооружен в центре шахтного поля, а вспомогательные — на флангах у верхней границы и служат для отвода исходящей струи воздуха из шахты на поверхность.

При секционном расположении главный и вспомогательный стволы сооружают в центре шахтного поля, другие же стволы (блоковые) — в блоках.

При отнесенном расположении главный и вспомогательный стволы сооружают примерно посередине длины поля по простиранию за пределами шахтного поля, как правило, в породах лежащего бока вскрываемых пластов.

На вскрываемом горизонте стволы сбивают вентиляционной сбойкой или другой выработкой для создания вентиляционной сети, позволяющей вести дальнейшие работы на вскрываемом горизонте. Затем проводят основные выработки и камеры околоствольного двора, что позволяет организовать водоотлив, электроподстанцию, локомотивное депо, иметь достаточное развитие рельсовых путей для вагонеток с материалами и обмена партий груженых вагонеток на порожние и т. д. После этого из околоствольного двора проводят вспомогательные вскрывающие выработки.

Сооружение вертикальных стволов — одна из сложных и трудоемких работ при строительстве шахт. Анализ практики строительства новых мощных шахт в СССР и за рубежом показывает, что на ее долю приходится 23—27% (а иногда и более) общей трудоемкости работ по проведению выработок, необходимых для сдачи шахты в эксплуатацию.

В зависимости от характера пересекаемых горных пород и притока воды вертикальные стволы проходят обычным или специальными способами.

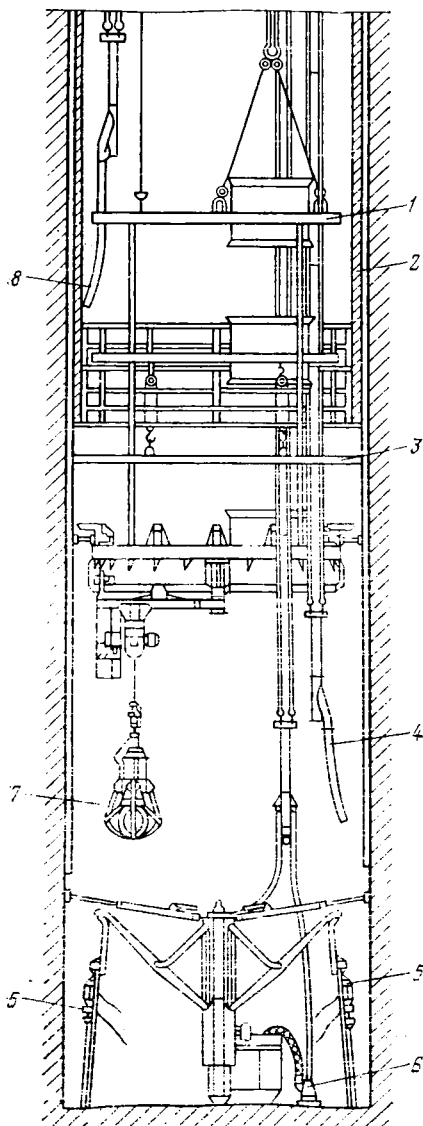


Рис. 8.1. Схема комплекса оборудования для проходки ствола буровзрывным способом:

1 — подвесной полук; 2 — крепь; 3 — рабочий полук для возведения крепи; 4 — рукав для подачи набрызгбетонной смеси; 5 — бурильные установки; 6 — пневмонасос; 7 — грейфер; 8 — трубопровод для подачи бетона

низкую температуру и небольшие сроки замораживания.

Работы при обычном способе сооружения ствола состоят из работ подготовительного периода, проходки устья ствола, проходки основной части (по коренным породам), расчески околоствольного двора и проходки зумпфа.

При сооружении стволов большой глубины обычно применяют комплексы оборудования для проходки стволов буровзрывным способом с механизированной погрузкой породы. Схема такого комплекса, используемого в КНР, приведена на рис. 8.1.

К специальным способам проходки стволов относятся проходка: с забивной и опускной крепями; под сжатым воздухом; с помощью водопонижения; тампонированием и замораживанием. Наиболее эффективный из них при проходке стволов по водоносным рыхлым и трещиноватым породам — способ замораживания. В табл. 8.1 приведены данные о максимальной глубине стволов, проходимых этим способом.

Особенно большое распространение способ замораживания получил в КНР, где большинство крупных месторождений покрыто водоносными аллювиальными формациями мощностью до нескольких сот метров. С его применением в стране пройдено более 230 вертикальных стволов общей глубиной около 40 км.

В качестве хладагента все шире используют жидкий азот, который обеспечивает более

Таблица 8.1

Страна	Глубина стволов, м	Страна	Глубина стволов, м
Великобритания	930	ФРГ	1060
Канада	915	Франция	550
ПНР	525	КНР	415
Бельгия	638	Нидерланды	338

Одно из новых направлений сооружения шахтных стволов и скважин большого диаметра — бурение. Оно позволяет полностью механизировать разрушение и транспортирование породы и свести тяжелый труд проходчиков к управлению механизмами. В настоящее время в СССР созданы, изготавливаются и широко применяются в горнодобывающей промышленности 27 установок различного типа для проходки вертикальных горных выработок с земной поверхности и в подземных условиях.

Активно ведутся работы по конструированию таких установок в зарубежных странах. В США, ФРГ, Швеции, Японии, Великобритании и ряде других стран создано около 80 буровых установок, позволяющих проходить вертикальные выработки различного назначения диаметром от 1 до 7,5 м и глубиной от 100 до 1000 м. Краткая техническая характеристика некоторых из них приведена в табл. 8.2.

В КНР уже 30 стволов пройдены способом бурения. При диаметре в свету 6,5 м наибольшая глубина пройденного подобным способом ствола составила 508 м.

Успешно применяется во многих странах установка VSBY1-580/750 фирмы «Вирт», предназначенная для бурения стволов диаметром 5,8—7,5 м как на полное сечение, так и по предварительно пробуренной скважине. Несколько таких установок эксплуатируются в СССР.

В последнее время при проходке стволов все большее распространение получают комбайны бурового действия. Комбайн разбуривает породу на высоту заходки, после чего он перемещается вниз, а в выбуренной заходке с помощью передвижной металлической опалубки возводится бетонная крепь.

В практике применяют две технологические схемы проходки стволов комбайнами.

Первая из них (рис. 8.2) предусматривает предварительное бурение опережающей скважины, по которой разрушенная порода сбрасывается в ранее проведенную горизонтальную выработку.

По подобной схеме работают комбайны SBM и GSB фирмы «Вирт». С их помощью в ФРГ к 1984 г. пройдены 29 шахтных

Таблица 8.2

Страна, фирма, марка установки	Привод	Мощность привода, кВт	Максимальный диаметр бури- мого ство- ла, м	Максималь- ная глубина буримого ствола, м
США, «Хьюз Тул» GDS-820 GDS-300	Гидравлический Электрогидравли- ческий То же	224 783	4,6 6,1	600 1000
США, «Робинс», 121 BR ФРГ, «Вирт» L-40/4 L-40/8	» »	338 400 400	4,6 4 8	600 1000 650
Великобритания, «Пингот Фаундейшн», «Титэн»	Гидравлический	560	5	1000

стволов диаметром от 4,5 до 8,2 м глубиной от 106 до 705 м. Скорость проходки составляла 4,1—13 м/сут.

Вторая технологическая схема предусматривает проходку ствола на полное сечение с подъемом разрушенной породы на поверхность различными способами (рис. 8.3).

8.2. Способы вскрытия при одnogоризонтной схеме

Одногоризонтная схема вскрытия вертикальными стволами и капитальным квершлагом является одной из основных. Она применяется при пологом и наклонном залегании пластов и размерах шахтного поля по падению не более 2,4—2,5 км. Только при очень пологих пластах (до 8°), когда горизонтальные квершлагги получаются слишком длинными, они могут быть заменены другими выработками: наклонными квершлагами, гезенками, скатами. В меньшей степени на применение подобной схемы вскрытия оказывают влияние такие факторы, как число пластов и расстояние между ними, производственная мощность шахты и др.

Отличительная особенность вскрытия вертикальными стволами и капитальным квершлагом заключается в том, что главный вертикальный ствол, используемый для выдачи угля, проходится до уровня подъемного горизонта и дальше не углубляется, а капитальный квершлаг, вскрывающий пласты свиты на уровне подъемного горизонта, эксплуатируется в течение всего срока службы шахты. При этом уголь выдается на поверхность только с одного подъемного горизонта. Расположение главных и вентиляционных стволов относительно шахтного поля — самое разнообразное.

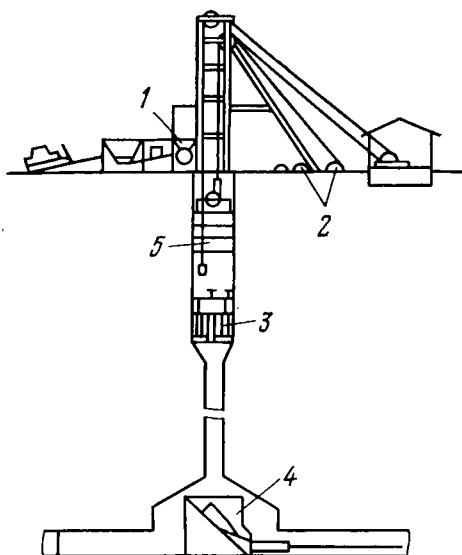


Рис. 8.2. Технологическая схема проходки ствола комбайном бурового действия с использованием опережающей скважины:

1 — установка для приготовления бетонной смеси; 2 — лебедки; 3 — комбайн бурового действия; 4 — бункерно-погрузочное устройство; 5 — опалубка

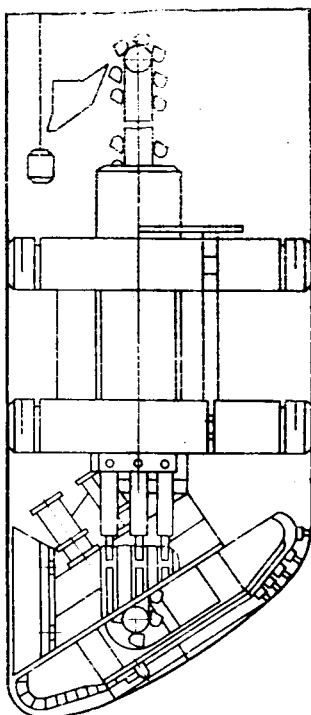


Рис. 8.3. Технологическая схема проходки ствола на полное сечение комбайном фирмы «Маннесман Демаг» (ФРГ)

Данная схема вскрытия наибольшее распространение получила на шахтах СССР, ФРГ, Великобритании, КНР, ПНР, Индии и др.

При центральном расположении стволов (рис. 8.4) вскрытие шахтного поля осуществляется двумя и более стволами. На вскрываемом горизонте стволы сбиваются вентиляционной сбойкой или другой выработкой для создания вентиляционной сети, позволяющей вести дальнейшие работы на вскрываемом горизонте. Затем сооружаются выработки и камеры околоствольного двора. Непосредственное вскрытие пластов производится капитальным квершлагом, проведенным из околоствольного двора.

Горные работы на каждом пласте ведутся обособленно. Для предотвращения возможности подработки верхнего пласта горными работами по нижнему необходимо соблюдать постоянное опережение очистных работ по верхнему пласту.

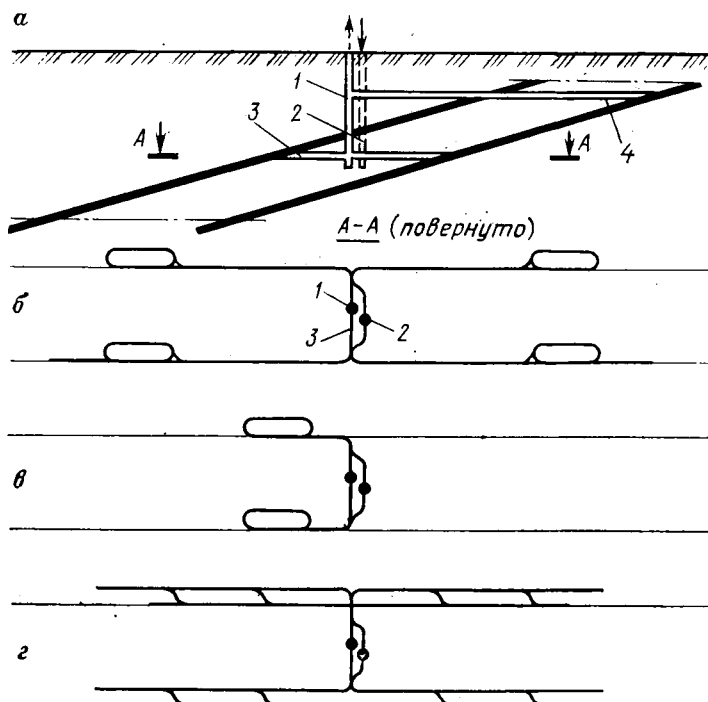


Рис. 8.4. Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами с центральным их расположением и капитальным квершлагом:

а — вертикальная проекция; *б, в, г* — горизонтальные проекции соответственно при панельной, этажной и погоризонтной подготовке шахтного поля; *1, 2* — соответственно главный (подъемный) и вспомогательный (вентиляционный) стволы; *3* — капитальный квершлаг; *4* — вентиляционный квершлаг

Одноразовная схема вскрытия позволяет применять конвейерную доставку угля от забоя до приемного бункера главного ствола.

Очистные и подготовительные забои в бремсберговом поле проветриваются с помощью главного и вспомогательного стволов. В этом случае, как правило, необходимо иметь у верхней границы шахтного поля вентиляционный квершлаг, соединяющийся с главным стволом.

В некоторых случаях исходящая воздушная струя может быть направлена по ходу, проведенному параллельно бремсбергу, вниз и выведена на поверхность через один из сдвоенных стволов. В этом случае также необходимо иметь вентиляционный квершлаг, располагаемый на уровне капитального откаточного квершлага или несколько выше.

В техническом отношении проветривание уклонного поля через центрально-сдвоенные стволы является более совершенным.

Достоинства рассмотренной схемы вскрытия: срок службы горизонта равен сроку существования шахты, ее простота и отсутствие необходимости в углубке стволов в период эксплуатации шахты.

Недостатки варианта связаны с наличием уклонных полей, поддержанием в выработанном пространстве вентиляционных выработок большой протяженности, наличием участковых водоотливов в уклонной части шахтного поля, значительными утечками воздуха между бремсбергами (уклонами) и ходками.

Вертикальными стволами и капитальным квершлагом будет вскрыто поле новой шахты в Эсфордби (Великобритания). Угольное месторождение северо-восточного Лестершира более детально разведано, чем другие новые месторождения Великобритании. Одним из соображений в пользу строительства здесь шахты явилось истощение запасов действующих шахт в северо-восточном Лестершире: из шести шахт две закрыты, а третья объединена с соседней.

Шахта «Эсфордби» будет разрабатывать три из пяти основных пластов месторождения: Дип Мэйн (глубина залегания 400—750 м) Паркгейт (450—736 м) и Блэкшейл (500—850 м). Средняя мощность каждого пласта 2,3 м. Запасы угля в отводе новой шахты исчисляются в 145 млн т. Намеченный объем годовой добычи 2,2 млн т товарного угля. Одновременно в работе будут находиться четыре очистных забоя длиной примерно по 240 м.

Шахтное поле будет вскрыто двумя вертикальными стволами и капитальным квершлагом. Выдача угля будет производиться по стволу глубиной 527 м, а спуск-подъем людей и материалов — по стволу глубиной 515 м. Диаметр каждого ствола 7,3 м. Примерно 80 м каждого ствола будут пройдены по водоносным породам с помощью специальных способов. Главный ствол предполагается оборудовать двумя 23-тонными скипами с противовесом, а вспомогательный — клетями грузоподъемностью по 16 т.

Поверхностный комплекс шахты «Эсфордби» займет 41 га. Основными зданиями будут два башенных копра, мастерские, обогатительная фабрика с бункерной установкой скоростной отгрузки угля, административно-бытовой комбинат, вентиляционная, котельная и крытые помещения для складирования угля.

Вскрытие вертикальными стволами и капитальным квершлагом с центрально-отнесенным расположением стволов отличается от ранее рассмотренного (см. рис. 8.4) варианта наличием вентиляционного ствола у верхней границы шахтного поля. Бремсберговая часть шахтного поля проветривается через стволы, пройденные для каждого пласта или для группы пластов на их выходах (рис. 8.5). Для проветривания уклонно-

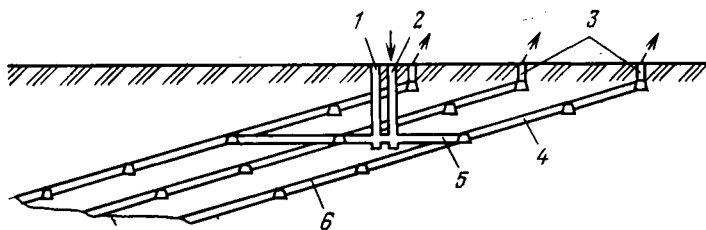


Рис. 8.5. Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами с центрально-отнесенным их расположением и капитальным квершлагом:

1, 2 — соответственно главный и вспомогательный стволы; 3 — шурфы; 4 — бремсберг; 5 — капитальный квершлаг; 6 — уклон

го поля в большинстве случаев используются главный и вспомогательный стволы. В этом случае необходимо иметь также вентиляционный квершлаг на уровне капитального откаточного квершлага или несколько выше. Можно проветривать уклонные поля также через вентиляционный ствол (шурф). В этом случае отпадает необходимость в проведении второго вентиляционного квершлага, но необходимо поддерживать длинные вентиляционные сбойки к вентиляционным стволам по каждому пласту, что сопряжено с повышенным аэродинамическим сопротивлением горных выработок и затрудняет проветривание шахты.

При схеме вскрытия фланговыми стволами главный подъемный и воздухоподающий вертикальные стволы (наклонные стволы или штольни) располагаются примерно посередине поля по простиранию, а вентиляционные для исходящей струи воздуха — на крыльях шахтного поля у его границы по простиранию или на некотором расстоянии от них. Свежий воздух подается по центральному стволу и движется по выработкам откаточного горизонта к очистным и подготовительным забоям; исходящая струя по выработкам вентиляционного горизонта отводится к фланговым стволам (шурфам), по которым она поступает на поверхность. Воздух по всей длине крыла движется в одном направлении.

При этих схемах вскрытия повышается безопасность горных работ в связи с наличием трех и более выходов на поверхность, сокращением пути движения вентиляционной струи и уменьшением общешахтной депрессии. К недостаткам схем относятся большие капитальные затраты, значительное удлинение срока ввода шахты в эксплуатацию, разбросанность поверхностных зданий и сооружений.

Данные схемы вскрытия применяются чаще всего при неглубоком залегании месторождения и при отработке верхних горизонтов.

В СССР, ПНР, Великобритании, ФРГ и других странах применяется также способ вскрытия верти-

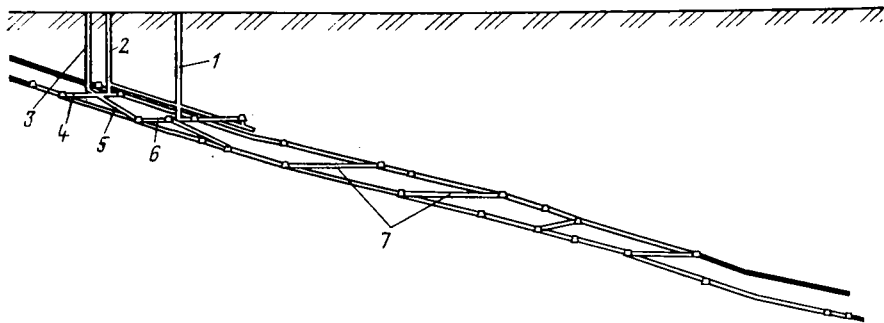


Рис. 8.6. Вскрытие поля шахты № 2 «Новгородовская» (СССР) вертикальными стволами, капитальным и этажным квершлагами:

1, 2 — соответственно клетевой и скиповой стволы; 3 — вентиляционный шурф; 4 — вентиляционный квершлаг; 5 — вентиляционный ходок; 6 — капитальный квершлаг; 7 — этажные квершлаг

кальными стволами, капитальным квершлагом и этажными квершлагами, не имеющими непосредственного выхода к стволу. Подготовительные наклонные выработки (бремсберги или уклоны) проводятся только по одному, обычно нижнему пласту. Каждый этаж другого пласта соединяют с нижним этажными квершлагами, по которым уголь, добытый на верхнем пласте, передается на нижний, а затем транспортируется по бремсбергу или уклону до уровня подъемного горизонта. Применение такого способа вскрытия требует, чтобы пропускная способность групповой наклонной выработки обеспечивала транспорт угля, добытого со всех пластов.

Таким способом, например, осуществлено вскрытие поля шахты № 2 «Новгородовская» в Донбассе (СССР) (рис. 8.6). Шахта разрабатывает два пласта, расстояние между которыми по нормали составляет 30 м. Шахтное поле вскрыто двумя вертикальными стволами, один из которых оборудован скиповым, а другой — клетевым подъемом. Капитальный уклон расположен по нижнему пласту. Добытый на верхнем пласте уголь транспортируется по этажным квершлагам к капитальному уклону, а по нему вместе с углем верхнего пласта — на откаточный горизонт и далее по капитальному квершлагу к стволу.

Данный способ вскрытия применяется, как правило, при углах падения пластов до 25° и двух-трех отработываемых пластах; расстояние между крайними пластами по нормали не более 100 м. Размер шахтного поля по падению принимается до 2,5 км и по простиранию — до 6 км.

Достоинствами подобного способа вскрытия являются значительный срок службы горизонта, возможность разработки сближенных пластов на одну наклонную выработку (бремсберг, уклон), значительный размер шахтного поля по падению, срав-

нительно небольшие эксплуатационные затраты. Недостатки — сложная схема транспорта и проветривания выемочных участков, а также трудности с ведением горных работ в уклонной части шахтного поля.

В некоторых случаях в ФРГ, СССР и других странах при углах падения пластов до 12° и расстоянии между ними более 200 м применяется вскрытие вертикальными стволами и капитальными наклонными квершлагами или капитальными скатами. К его недостаткам относятся: необходимость оборудования наклонных выработок (скастов) двумя или тремя отделениями (для спуска угля, передвижения людей, доставки оборудования и материалов), а в случае применения наклонных квершлагов — проведения дополнительных выработок (для тех же целей); появление дополнительного звена в транспортной цепочке от забоя до ствола.

Вскрытие вертикальными стволами с использованием наклонных выработок целесообразно при большом расстоянии между пластами и значительных затруднениях с проведением вертикальных гезенков, так как в этом случае оно упрощает вскрытие, позволяя применить к тому же менее сложное оборудование.

В СССР при строительстве новых глубоких (свыше 600 м) шахт годовой мощностью более 1,2 млн т и относительной газообильностью свыше $10 \text{ м}^3/\text{т}$ шахтное поле разделяют на ряд блоков с самостоятельным проветриванием. Для этого каждый блок имеет отдельные стволы для поступающей и исходящей струй воздуха. Вскрытие же всего шахтного поля осуществляется двумя и более стволами, расположенными примерно посередине длины поля по простиранию; один из них служит для выдачи угля. Одновременно может отрабатываться несколько блоков. Число одновременно действующих блоков определяет мощность шахты. Такая схема вскрытия находит применение также в Великобритании, Франции, ФРГ, ЧССР, ПНР и других странах при разработке месторождений, характеризующихся большой угленосностью и значительной метаносностью пластов. Как правило, данная схема вскрытия используется на шахтах, разрабатывающих свиты пологих пластов на различной (до 1200 м и более) глубине, с относительной метанобильностью более $30\text{—}50 \text{ м}^3/\text{т}$, а также в случае наличия в пределах шахтного поля дислоцированных участков месторождения.

На рис. 8.7 показана схема проветривания горных выработок и транспортирования грузов в пределах блока. Из схемы видно, что на откаточном горизонте все блоки соединены единственной транспортной магистралью (как правило, полевыми штреками с большой площадью поперечного сечения). Добываемый в блоках уголь поступает по этой магистрали к главному

стволу, пройденному в центре шахтного поля. Каждый блок в вентиляционном отношении самостоятелен, т. е. не связан ни с одной выработкой, расположенной за его пределами. Для изоляции выработок блока от центральных стволов на главном штреке устанавливают автоматические вентиляционные двери.

Разделение шахтного поля на самостоятельно проветриваемые блоки позволяет обеспечить значительную производственную мощность шахты; повысить надежность проветривания выемочных полей и участков, создать благоприятные климатические условия в очистных забоях (особенно при разработке глубоких горизонтов), повысить безопасность работ. К его недостаткам относятся высокие первоначальные капитальные затраты, а также капитальные затраты в период эксплуатации шахты, связанные с проведением вскрывающих выработок.

Небольшой объем капитальных работ в период эксплуатации предприятия, сравнительная простота и универсальность обусловили довольно широкое применение одnogоризонтного вскрытия в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

8.3. Способы вскрытия при многогоризонтной схеме

Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами с несколькими подъемными горизонтами является преобладающим в СССР, Великобритании, ФРГ и ряде других стран. Так, в СССР примерно 45% полей шахт основных бассейнов вскрыто вертикальными стволами с несколькими подъемными горизонтами.

Такой способ вскрытия широко применяется при разработке свит пологих и наклонных пластов, при крутом же залегании пластов он является единственно возможным.

Многогоризонтные схемы вскрытия на шахтах, разрабатывающих пологие и наклонные пласты, применяются в двух вариантах: без углубки и с углубкой главных вскрывающих выработок.

В первом случае вертикальные стволы проходятся сразу на всю глубину, подъемные горизонты устраиваются на двух-трех уровнях, выдача угля с этих горизонтов производится самостоятельными подъемами.

Во втором случае стволы проходят вначале до одного горизонта, на котором разрабатываемые пласты вскрываются квершлагом. После отработки запасов первого горизонта стволы углубляются и на новом горизонте проводится квершлаг. Углубку стволов принято осуществлять с таким расчетом, чтобы на новом горизонте пласты отрабатывались в бремсберговой части шахтного поля.

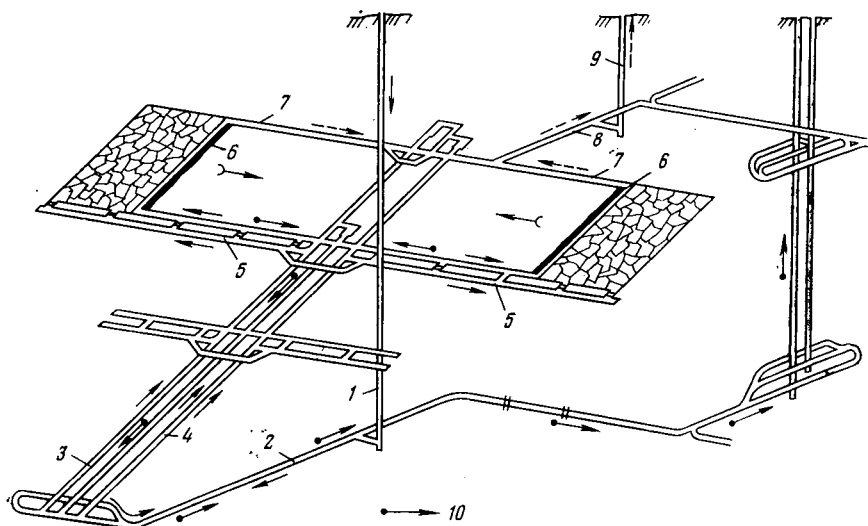


Рис. 8.7. Схема проветривания горных выработок и транспортирования грузов в пределах блока второго горизонта:

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; 10 — направление транспортирования грузов

На рис. 8.8 показано вскрытие шахтного поля вертикальными стволами и капитальными квершлагами, проведенными на двух горизонтах, которое применяется при разработке пологих (до 12°) пластов. При таком вскрытии одновременно отрабатываются два горизонта, обслуживаемые самостоятельными подъемами, т. е. появляются как бы две самостоятельные шахты, разрабатывающие каждая отдельные пласты. При этом должны соблюдаться условия, исключающие подработку действующих выработок по пластам верхней группы очистными работами на пластах нижней группы. Главный ствол оборудуется двумя подъемами для раздельной выдачи угля с каждого горизонта. Вспомогательный ствол может иметь один подъем, но приспособленный для обслуживания двух горизонтов.

Подобным образом вскрыто поле шахты им. Абакумова (СССР). По центральной оси шахтного поля пройдены три вертикальных ствола, отнесенных по восстанию: скиповой и клетевой № 2, пройденные до гор. 561 м, и клетевой ствол № 3, пройденный до гор. 204 м (рис.8.9). Скиповой ствол оборудован двумя двухскиповыми подъемами для выдачи угля с гор. 204 и 561 м, а клетевые стволы № 2 и 3 — двухклетевыми подъемами для осуществления вспомогательных операций. Кроме того, ствол № 2 оборудован скиповым подъемом для выдачи

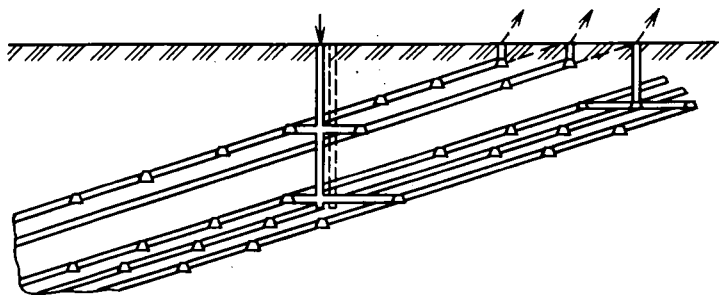


Рис. 8.8. Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами и капитальными квершлагами, проведенными на двух горизонтах

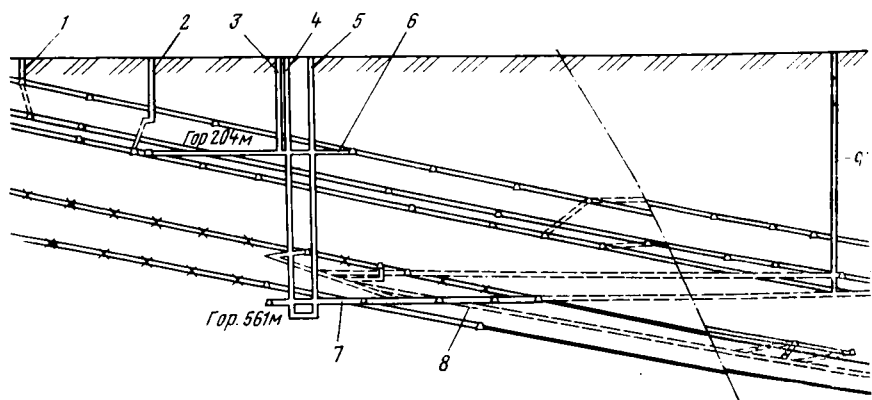


Рис. 8.9. Вскрытие поля шахты им. Абакумова (СССР) вертикальными стволами и капитальными квершлагами на двух горизонтах:

1 — шурф; 2 — вентиляционная скважина; 3, 4 — клетевые стволы № 3 и 2; 5 — скиповый ствол; 6, 7 — капитальные квершлагы; 8 — полевой уклон; 9 — вентиляционный ствол

породы. Вспомогательными вскрывающими выработками на гор. 204 и 561 м являются квершлагы длиной 525 и 2100 м. Для целей вентиляции на шахте пройдены шурф, вентиляционный ствол и вентиляционная скважина.

Примерно таково же вскрытие полей шахт «Киллох» и «Розес» в Великобритании. Наиболее типичная для Великобритании схема вскрытия полей шахт, разрабатывающих свиты пластов, приведена на рис. 8.10.

Наиболее часто, однако, применяется многогоризонтная схема вскрытия с углубкой главных вскрывающих выработок. Она предусматривает деление шахтного поля по падению на части путем последовательной углубки стволов и проведения на каждом горизонте квершлагов, называемых в данном случае погоризонтными (рис. 8.11). Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами применяется

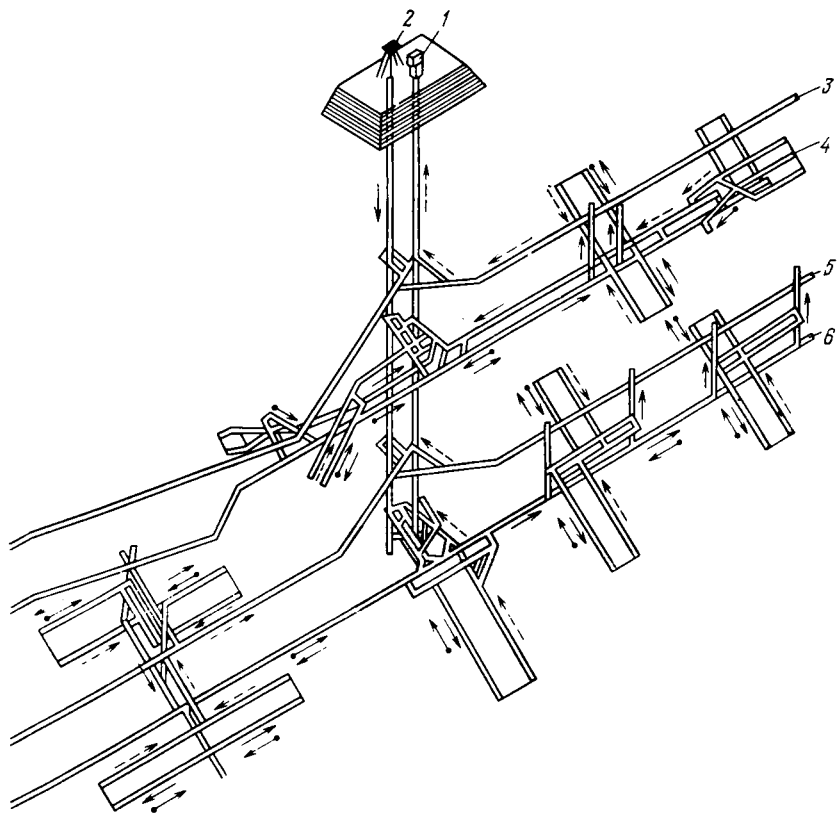


Рис. 8.10. Типичная схема вскрытия шахтных полей в Великобритании:
1, 2 — стволы; 3—6 — горизонты

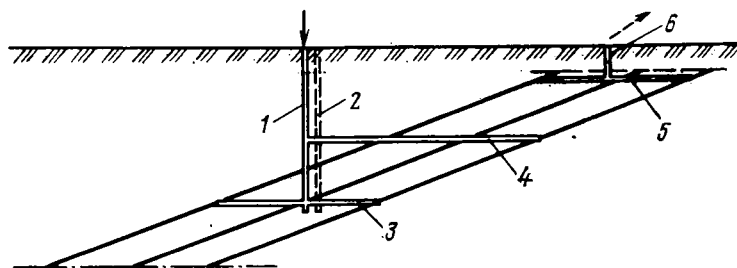


Рис. 8.11. Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами:

1, 2 — соответственно главный и вспомогательный стволы; 3, 4 — квершлагги соответственно 2-го и 1-го горизонтов; 5 — вентиляционный квершлаг; 6 — шурф

при углах падения пластов 8—25° и размерах шахтного поля по падению от 2,5 до 4 км.

Первоначально стволы проходят только до отметки первого горизонта, а пласты вскрывают погоризонтным квершлагом. На него отрабатывают запасы бремсберговой части. По мере отработки этих запасов стволы заблаговременно углубляют до второго горизонта, а пласты вновь вскрывают погоризонтным квершлагом.

При отработке запасов второго горизонта квершлаг первого горизонта используется как вентиляционный.

Отработку запасов можно производить как в бремсберговых, так и в уклонных полях.

Проветривание выработок в бремсберговой части первого горизонта осуществляется с помощью отдельного вентиляционного ствола и вентиляционного квершлага, соединяющего все пласты. Возможно также проветривание при помощи нескольких вентиляционных стволов, пройденных для отдельных групп пластов.

Достоинства вскрытия шахтных полей вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами: простота схемы проветривания; меньшие затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок; более высокие нагрузки на очистные забой и выемочные поля. Недостатки: необходимость частой углубки стволов; небольшой срок службы горизонта (по сравнению со вскрытием капитальными квершлагами); значительные затраты на проведение и поддержание квершлагов и штреков главного направления.

Углубка вертикальных стволов шахт ведется сверху вниз, снизу вверх и комбинированным способом (одновременно сверху вниз и снизу вверх).

Углубка стволов сверху вниз производится с горизонта околоствольного двора под защитой искусственного ограждения или с оставлением породного целика (рис. 8.12). Для работ по углубке в стволе устраивается специальное углубочное отделение. После возведения искусственного ограждения или укрепления оставляемого породного целика под ним устанавливают стационарный полук, а затем ведут работы по углубке, которые аналогичны работам при проходке ствола с поверхности.

Углубка стволов снизу вверх применяется тогда, когда какими-либо горными выработками вскрыт нижележащий горизонт. Один из способов углубки ствола снизу вверх заключается в том, что под стволом проходится горизонтальная выработка. Из этой выработки вверх по оси ствола сооружается гезенк с небольшими размерами поперечного сечения, который затем расширяется до проектного сечения ствола.

Комбинированный способ углубки применяется при необходимости форсирования проходческих работ. Он заключается в

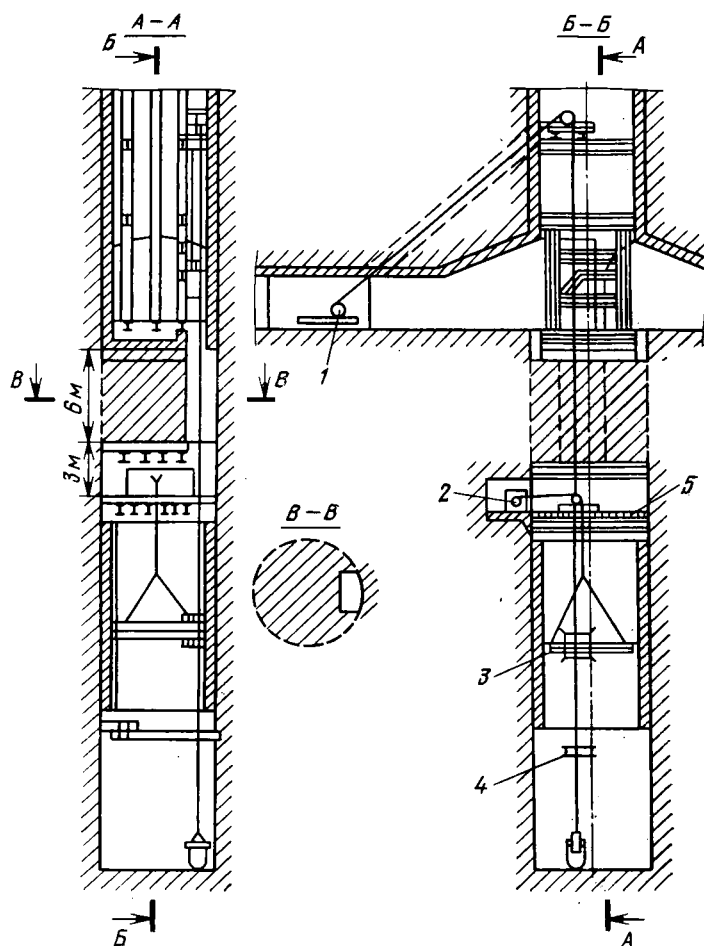


Рис. 8.12. Схема углубки ствола сверху вниз:

1 — подъемная лебедка; 2 — лебедка для подвешного полка; 3 — подвесной полкок; 4 — на-
тяжная рама; 5 — стационарный предохранительный полкок

том, что верхнюю часть углубляемого ствола проходят сверху
вниз, а нижнюю — в обратном направлении.

В последние годы все большее распространение получает
углубка ствола бурением. Таким способом осуществлена углуб-
ка ствола № 3 на шахте «Фридрих-Генрих» концерна «Рурко-
ле» (ФРГ). Глубина углубляемой части ствола диаметром
вчерне 7 м составляла 400 м. Первоначально сверху вниз была
пробурена направленная скважина, соединившая гор. 600 и
1000 м. Затем она была расширена бурением снизу вверх до
диаметра 1,4 м, а после этого — до полного диаметра ствола.

Продолжительность работ по расширению ствола с диаметра 1,4 м до диаметра 7 м составила 70 сут, а среднесуточная скорость расширения — 5,4 м.

Для проходки и углубки стволов способом бурения фирмой «Вирт» (ФРГ) выпускаются одноступенчатые буры-расширители диаметром от 1,4 до 5 м и расширители для последовательного поэтапного бурения стволов диаметром до 10 м, а также комбайны фирмы, применение которых требует наличия опережающей скважины. Схемы углубки стволов комбайнами фирмы «Вирт» приведены на рис. 8.13.

Вскрытие поля шахты, разрабатывающей свиту пластов, вертикальными стволами и этажными квершлагами показано на рис. 8.14. Этажи отрабатываются в нисходящем порядке. По мере отработки этажей заблаговременно углубляются стволы и подготавливается новый горизонт. Каждый квершлаг один срок служит в качестве откаточного, а второй срок — в качестве вентиляционного. Транспортирование угля от участков к стволу осуществляется без перегрузки.

При этажных квершлагах отсутствует необходимость в проведении и поддержании каких-либо сбоек и ходков, затрудняющих проветривание. Свежая струя поступает на откаточный горизонт. С квершлага она направляется к очистным забоям по откаточным штрекам каждого пласта. Пройдя очистные забои, отработанный воздух по вентиляционным штрекам, вентиляционному квершлагоу вышележащего горизонта и вентиляционному стволу отводится на поверхность.

Во Франции вскрытие угольных месторождений осуществляется главным образом вертикальными стволами и этажными квершлагами. Вертикальная высота этажа колеблется от 75 до 150 м. Наклонная его высота при пологом залегании пластов достигает 500 м и более. Наклонная высота подэтажей обычно предопределяется геологическими нарушениями и колеблется от 30 до 250 м. Этажи, как правило, разбиваются на двухсторонние выемочные поля. Сближенные пласты разрабатываются блоками с транспортированием угля на один погрузочный пункт, что обеспечивает высокую концентрацию горных работ.

Данный способ вскрытия применяется также на шахтах СССР, ФРГ, Великобритании и других стран, разрабатывающих наклонные пласты.

Примером его применения в СССР является вскрытие поля шахты «Топарская» (рис. 8.15). Шахта «Топарская», расположенная в Карагандинском бассейне, разрабатывает пласты с углом падения 30—45°. Поле шахты вскрыто вертикальными стволами: скиповым диаметром 7 м и глубиной 521 м, оборудованным тремя скипами для выдачи угля и породы, клетевым глубиной 617 м и вспомогательным клетевым глубиной 471 м, а также вентиляционными стволами, пройденными до гор. 254

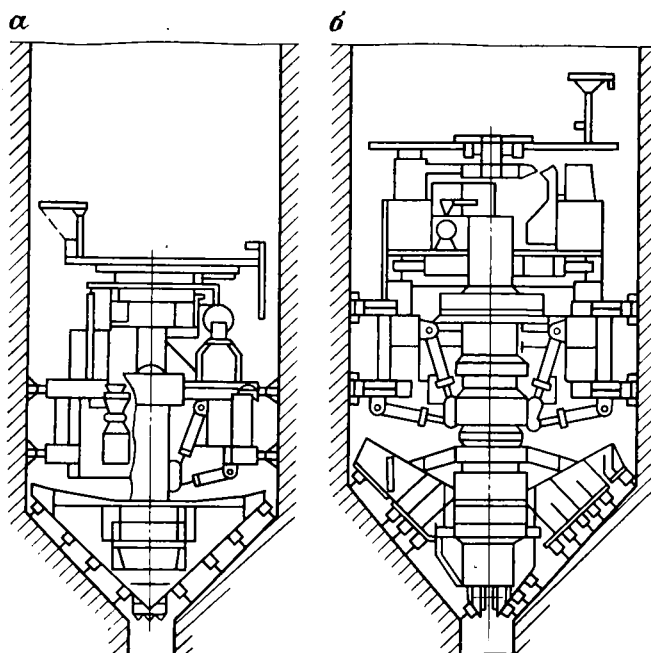


Рис. 8.13. Схемы углубки стволов комбайнами SBM VI-500/650 (а) и SBM VII-650/850 (б) фирмы «Вирт»

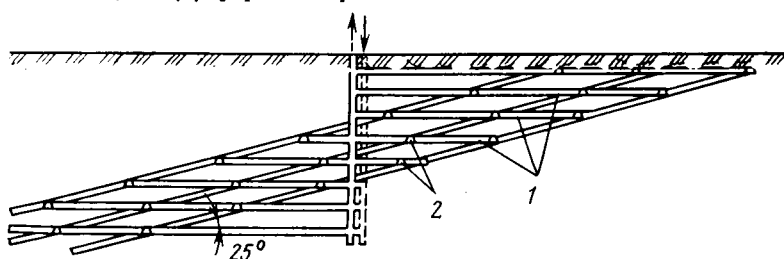


Рис. 8.14. Вскрытие шахтного поля вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1, 2 — соответственно этажные квершлаг и штреки

и 342 м. Этажные квершлаг пройдены на гор. 342, 254 и 163 м.

Поля шахт, разрабатывающих крутые пласты, в большинстве случаев вскрываются вертикальными стволами и этажными квершлагами (рис. 8.16). Стволы располагаются в лежащем боку свиты. При таком их расположении отсутствуют потери полезного ископаемого в предохранительных целиках, а сами стволы не подвергаются деформациям под влиянием очистных работ.

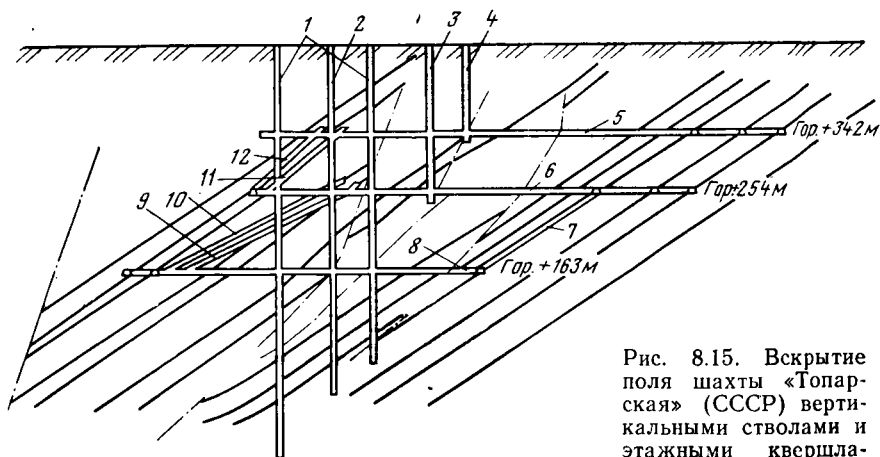


Рис. 8.15. Вскрытие поля шахты «Топарская» (СССР) вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1 — клетевые стволы; 2 — скиповый ствол; 3, 4 — вентиляционные стволы; 5, 6, 8 — главные откаточные квершлага; 7 — вентиляционный уклон; 9, 11 — рельсовые уклоны; 10, 12 — конвейерные уклоны

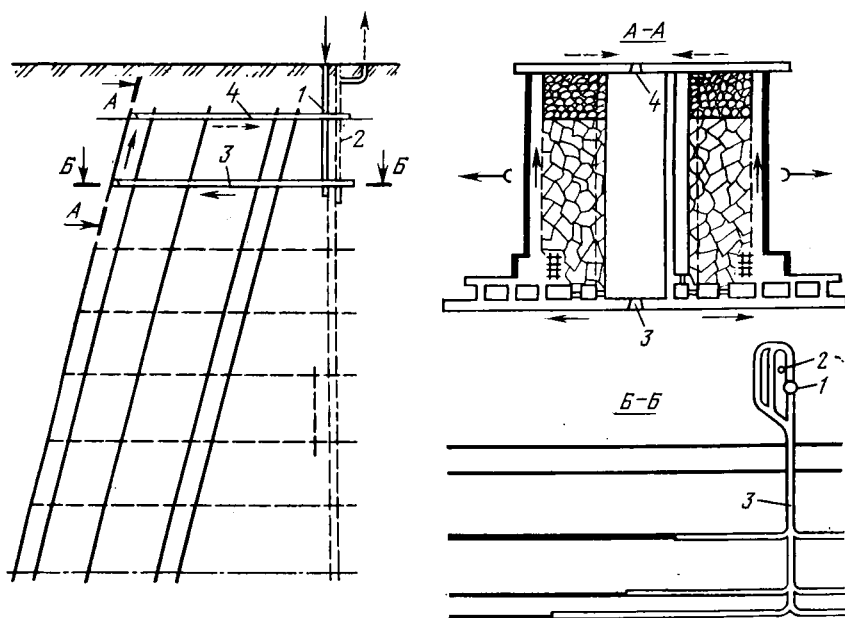


Рис. 8.16. Вскрытие поля шахты, разрабатывающей крутые пласты, вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1, 2 — соответственно главный и вспомогательный стволы; 3, 4 — соответственно откаточный и вентиляционный этажные квершлага

Околоствольные дворы располагаются на каждом этаже (горизонте). Проводимые один над другим этажные вентиляционные и откаточные квершлагы вскрывают все пласты. При отработке нижележащего этажа бывший откаточный квершлаг предыдущего этажа служит в качестве вентиляционного.

Главный ствол оборудуют скиповыми подъемами. По этому же стволу отводится на поверхность исходящая струя воздуха. Второй ствол оснащается двумя клетевыми подъемами. Один из них предназначен для вспомогательных целей и обслуживает эксплуатационные горизонты, а второй, оборудованный по крайней мере одной клетью с противовесом, служит для подготовки нового горизонта и других целей (в частности, при переходе с одного горизонта на другой, когда в течение некоторого времени горные работы ведутся на двух горизонтах, он используется для выдачи угля).

Для уменьшения продолжительности одновременной работы на двух горизонтах целесообразно передавать уголь с верхнего горизонта на нижний по скату. При этом желательно, чтобы уголь поступал непосредственно в бункер скипового подъема. На крупных шахтах иногда возникает необходимость в проходке третьего ствола для подготовки нового горизонта и выполнения других функций, в частности проветривания. При сближенных пластах применяют их группировку, с тем чтобы поддерживать на всю длину шахтного поля только групповые этажные штреки.

Групповые штреки проводят по одному из пластов или по пустым породам (полевые штреки). Пласты в каждой группе вскрывают промежуточными квершлагами.

Вертикальными стволами и этажными квершлагами вскрыто, в частности, поле одной из крупнейших в Европе шахты «Мерлебак» в Лотарингском бассейне (Франция), которая разрабатывает 17 сближенных пластов суммарной мощностью 35 м. Шахтное поле площадью 12 км² вскрыто пятью вертикальными стволами. Один из них оборудован двумя двухскиповыми подъемами и служит для выдачи угля, остальные предназначены для вентиляции, спуска-подъема людей и материалов. На каждом горизонте сооружен околоствольный двор, от которого проведены этажные квершлагы, пересекающие все пласты свит. От квершлагов пройдены основные откаточные выработки, расположенные в крепких породах.

На вентиляционном горизонте квершлагы располагаются через каждые 300—400 м и соединяются вентиляционным полевым штреком. Этажи разделяются на подэтажи высотой 50 м. Подэтажные квершлагы соединяются с этажными квершлагами при помощи гезенков.

Вскрытие свиты крутых пластов вертикальными стволами с этажными квершлагами позволяет уменьшить капитальные

вложения и время освоения производственной мощности шахты, а также упростить схему проветривания.

8.4. Особенности вскрытия при гидравлической добыче угля

В последние годы все большее внимание уделяется внедрению такого малооперационного способа добычи угля на шахтах, каким является гидравлический. В СССР гидравлическим способом добывается около 9 млн т в год; в Канаде действует одна гидрошахта, добывающая 2 млн т, вторая строится; в Японии эксплуатируется одна гидрошахта годовой мощностью 1,2 млн т; в КНР имеются две гидрошахты, добывающие ежегодно по 2 млн т, и около 10 гидроучастков на шахтах с обычной технологией; в США строится гидрошахта годовой производственной мощностью 1,2 млн т.

Поля гидрошахт могут вскрываться наклонными стволами, пройденными по угольным пластам, вертикальными стволами и комбинированным способом (совместно наклонными и вертикальными стволами).

Вскрытие наклонными стволами, пройденными по угольному пласту, применяется, как правило, при незначительной глубине разработки. Основные недостатки такого способа вскрытия: большая длина прокладываемых в стволах водо- и пульповодов, а значит больший расход металла; неравномерный износ стенок пульповодов.

Поэтому целесообразнее вскрытие вертикальными стволами, особенно при значительных глубинах разработки.

При благоприятных горно-геологических условиях и достаточных балансовых запасах угля стремятся проектировать крупные гидрошахты производственной мощностью 4—6 тыс. т/сут. Поля таких шахт, разрабатывающих 3—4 пласта, достигают значительных размеров по простиранию (6—8 км). В связи с этим целесообразно разделение поля на блоки, в пределах которых пласты обычно вскрываются блоковыми квершлагами, проведенными с полевых штреков.

Пример подобного вскрытия применительно к разработке свиты крутых пластов приведен на рис. 8.17. Свита пластов вскрывается одновременно. Для этого в породах лежащего бока проходят два центрально-сдвоенных ствола. Высота этажа принимается с учетом длины крыла шахтного поля по простиранию и принятого уклона для самотечного гидротранспорта. При средней длине крыла на шахте 2000—2500 м и уклоне аккумуляющих групповых штреков 0,05 высота этажа вблизи ствола примерно равна 110—135 м.

Этажному квершлагоу придается обычно уклон 0,07. От этажных квершлагов к границам шахтного поля по простиранию проводят групповые аккумулярующие штреки.

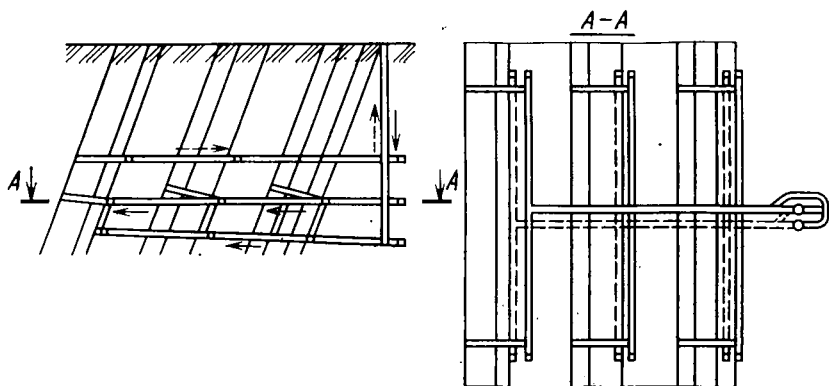


Рис. 8.17. Вскрытие шахтного поля центрально-сдвоенными вертикальными стволами и квершлагами на гидрошахтах при крутом залегании пластов

При наклонном падении пластов шахтные поля также могут вскрываться центрально-сдвоенными стволами и блоковыми квершлагами (рис. 8.18). Центрально-сдвоенные стволы проходят до нижнего пласта, где устраивается околоствольный двор. От околоствольного двора проводят два полевых штрека, а из них — блоковые квершлагы с уклоном 0,08. При данном способе вскрытия упрощаются гидротранспорт пульпы и транспортирование вспомогательных материалов, снижаются затраты на поддержание выработок, так как выработки с длительным сроком службы проводятся полевыми.

От блоковых квершлагов проводят блоковые бремсберги по каждому пласту свиты. Для вентиляции у верхней границы шахтного поля проводят вентиляционный квершлаг и вентиляционный шурф. При отработке уклонного поля проветривание блока будет осуществляться с отводом исходящей струи по ходкам при блоковых уклонах и по блоковым квершлагам и полевым штрекам.

Накопленный опыт эксплуатации и проектирования позволяет сделать следующие основные рекомендации по вскрытию и отработке угольных месторождений при подземной гидродобыче:

наиболее предпочтительно вскрытие вертикальными стволами;

при пологом и наклонном залегании пластов отработка их должна вестись преимущественно бремсберговыми панелями;

при сближенных пластах необходима группировка пластов на пластовые или полевые штреки;

отработка пластов этажей и ярусов должна вестись в нисходящем порядке, а выемочных участков — в обратном порядке;

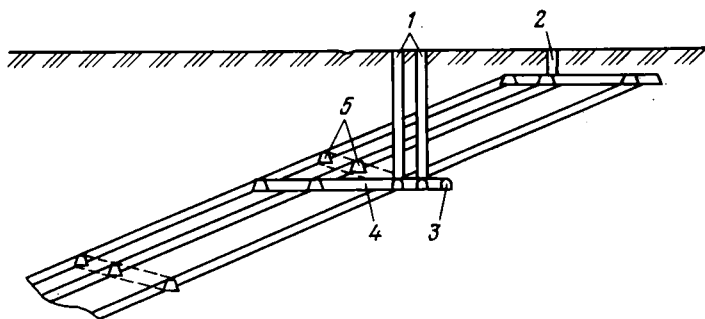


Рис. 8.18. Вскрытие шахтного поля центрально-сдвоенными вертикальными стволами и блоковыми квершлагами при наклонном залегании пластов:
1 — стволы; 2 — шурф; 3 — полевой штрек; 4 — блоковый квершлаг; 5 — штреки

срок службы горизонта должен составлять не менее 10 лет; в благоприятных условиях шахтные поля должны иметь размер по простиранию более 4—4,5 км и по падению 2—3 км; при сложных горно-геологических условиях размер их по простиранию может быть уменьшен до 2—2,5 км.

9. ВСКРЫТИЕ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ И ШТОЛЬНЯМИ

9.1. Вскрытие наклонными стволами и способы их проходки

Вскрытие. Первоначально, когда угольные пласты имели выход на поверхность и залегали на небольшой глубине, вскрытие шахтных полей наклонными стволами применялось довольно широко. В дальнейшем, с ростом глубины разработки, этот способ вскрытия стал терять свое значение в связи с заменой его вскрытием вертикальными стволами.

В последнее время интерес к вскрытию наклонными стволами вновь возрос, чему способствовали увеличение производственных мощностей шахт, концентрация и интенсификация горных работ, потребовавшие внедрения непрерывного вида транспорта угля — конвейерного, от очистного забоя до поверхности.

На шахтах с большими размерами полей обычно проходят три наклонных ствола — один главный и два вспомогательных. С увеличением размеров полей и производственной мощности шахты число стволов возрастает. Проведение значительного числа наклонных стволов обусловлено, как правило, необходимостью эффективного проветривания горных выработок. При разработке свиты пластов в качестве вспомогательных вскры-

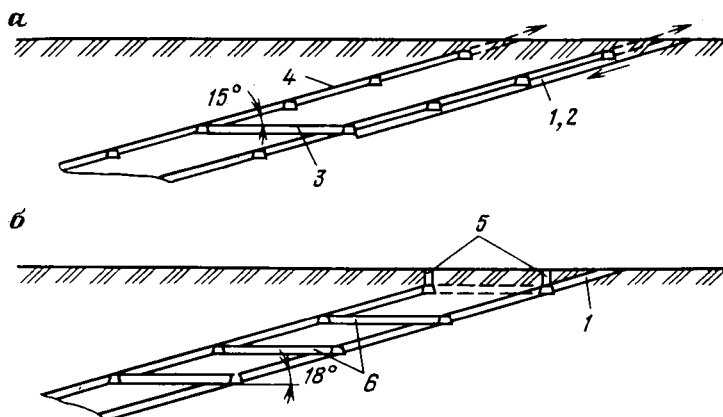


Рис. 9.1. Вскрытие шахтного поля наклонными стволами с капитальным (а) и этажным (б) квершлагами:

1, 2 — соответственно главный и вспомогательный наклонные стволы; 3 — капитальный квершлаг; 4 — фланговый наклонный ствол; 5 — фланговые шурфы; 6 — этажные квершлаг

вающих выработок чаще всего используются капитальные или этажные квершлаг (рис. 9.1).

Стволы проходятся в основном по пласту. При угле его падения до 18° главный ствол оборудуют конвейерами, при большем угле — скиповым подъемом. В последнем случае одноступенчатый транспорт возможен на расстоянии до 1000 м. При конвейерном транспорте наклонный ствол может иметь практически любую длину.

Последовательность отработки шахтного поля, вскрытого наклонными стволами, показана на рис. 9.2. К сдаче шахты в эксплуатацию стволы должны быть пройдены на расстояние, равное наклонной высоте первого этажа. По мере его отработки стволы углубляют до откаточного горизонта следующего этажа. Откаточный штрек первого этажа после его отработки служит в качестве вентиляционного для второго этажа.

При пологом или горизонтальном залегании пластов и небольшой глубине от поверхности вскрытие можно осуществлять двумя наклонными стволами, пройденными по породам. Один ствол оборудуют конвейером, другой — канатной откаткой.

В горной местности с большим перепадом абсолютных отметок рельефа в пределах шахтного поля наклонными стволами вскрывают также верхние этажи при наклонных и крутых пластах, добываясь полной конвейеризации транспорта угля от забоя до места погрузки в железнодорожные вагоны.

Наклонными стволами может быть вскрыто также шахтное поле, включающее свиту пластов. Наклонные стволы проходят по нижнему пласту свиты, а вышележащие пласты вскрывают

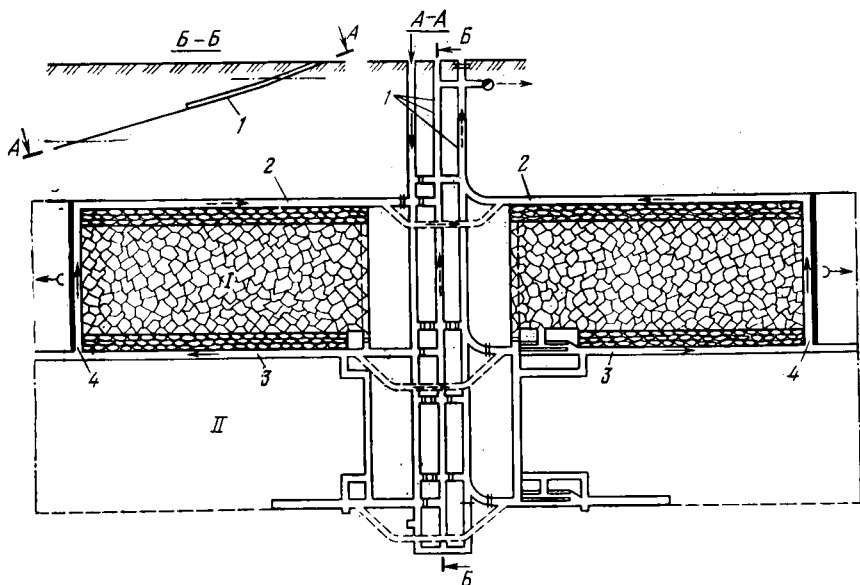


Рис. 9.2. Последовательность отработки шахтного поля, вскрытого наклонными стволами:

1 — наклонные стволы; 2, 3 — соответственно вентиляционный и откаточный штреки; 4 — лавы; I—II — этажи

квершлагами или гезенками. Подобный способ вскрытия имеет довольно широкое распространение на шахтах Великобритании. При этом во многих случаях наклонные стволы начинают проходить со дна ранее действовавших разрезов.

Широко применяется вскрытие наклонными стволами в США, чему способствуют неглубокое залегание месторождений и благоприятный рельеф местности. Как правило, стволы оборудуют конвейерами, в связи с чем угол их наклона не превышает 18° . Наиболее распространенная форма поперечного сечения стволов — арочная. Поперечное сечение ствола разделено на два отделения: верхнее и нижнее. В верхнем отделении располагают конвейер, в нижнем — рельсовые пути. Такое техническое решение позволяет уменьшить ширину ствола и повысить тем самым его устойчивость. Стволы крепятся анкерами и бетоном.

Достоинства вскрытия наклонными стволами: возможность полной конвейеризации транспортирования угля от забоя до мест отгрузки его потребителям; большая пропускная способность ствола, оборудованного конвейером для выдачи угля; меньший срок строительства шахты и меньшие первоначальные капитальные затраты, чем при вскрытии вертикальными

стволами; возможность доразведки шахтного поля и получения дополнительных данных о горно-геологических условиях месторождения.

Основные недостатки вскрытия шахтных полей наклонными стволами: большая по сравнению с вертикальными длина при вскрытии одного и того же горизонта; небольшая пропускная способность стволов при канатной откатке; повышенные затраты на поддержание и обслуживание стволов.

Проходка наклонных стволов. Наклонные стволы проходятся буровзрывным и комбайновым способами. Выбор того или иного способа определяется крепостью пород, по которым проводится выработка.

Буровзрывной способ применяется при проходке стволов по крепким породам. Шпуры бурятся бурильными машинами на пневмоподдержках и бурильными установками (бурильные машины, установленные с помощью манипуляторов на буровых каретках). Бурильные машины — вращательного и вращательно-ударного действия. Первые применяются при бурении шпуров по породам с коэффициентом крепости $f < 8$ по шкале проф. М. М. Протодяконова, вторые — при $f > 8$.

Для современных бурильных установок характерны следующие особенности:

- компоновка различных модификаций установок из небольшого числа унифицированных узлов и агрегатов;

- высокая производительность за счет применения более мощных и тяжелых бурильных машин и высокопрочного бурового инструмента;

- широкое внедрение гидравлического привода в бурильных машинах вращательного и вращательно-ударного действия, обеспечивающего увеличение мощности машин и улучшение регулирования режимов бурения;

- применение манипуляторов с параллельным перемещением бурильной машины, податчиков с автоматическим ускоренным возвратом бурильной головки и т. д., позволяющее сократить затраты времени на подготовительные и вспомогательные операции;

- использование элементов автоматизации и оснащение бурильных установок централизованными пультами управления.

Погрузка взорванной породы при проходке наклонных стволов осуществляется в основном погрузочными машинами и скреперными установками. В ФРГ, Франции и Великобритании преимущественно используют ковшовые погрузочные машины с боковой разгрузкой ковша. К таким машинам относятся, например, выпускаемые в ФРГ машины HL-180, HL-480, HL-583 и HL-683.

Меньшее распространение имеют погрузочные машины с нагребными лапами в основном из-за более высокой стоимо-

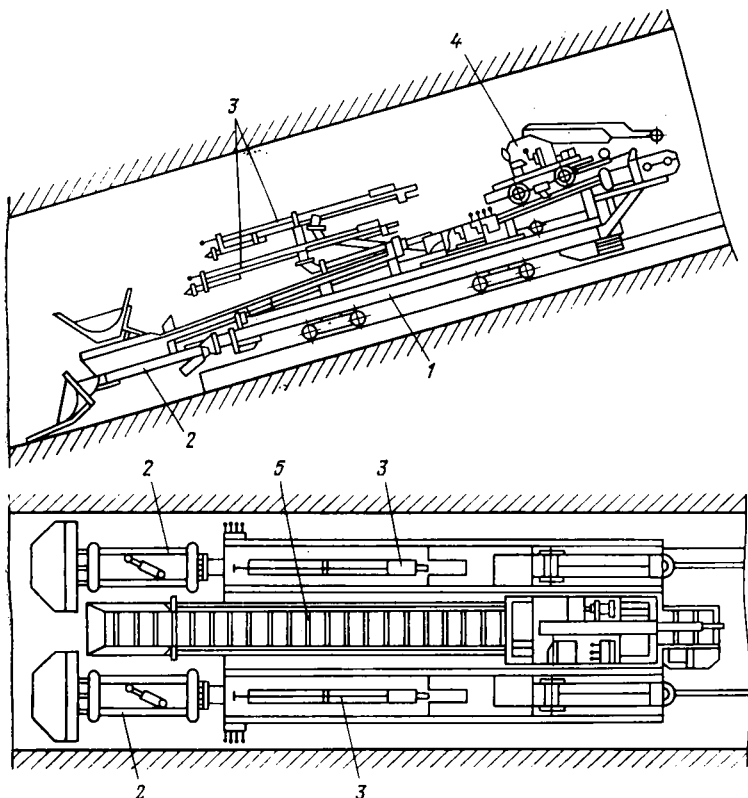


Рис. 9.3. Схема проходческого комплекса «Сибирь»:

1 — платформа, перемещающаяся по рельсовому пути; 2 — погрузочные машины с боковой разгрузкой ковша; 3 — бурильные машины; 4 — крепеукладчик; 5 — конвейер

ти. Вместе с тем наметилась тенденция к расширению их применения, в частности в ФРГ, чему способствовало повышение износостойкости рабочих органов машин.

В отдельных странах широко используются скреперные установки. Достаточно сказать, что удельный вес скреперной погрузки породы при проходке наклонных стволов составляет во Франции около 60%, в ПНР 30%. При этом применяются скреперные установки фирм «Демайн» и «Самийя» (Франция), ZPP-1 и ZPZ-1 (ПНР), SN-1 и SN-2 (ЧССР), фирм «Демаг», «Машиненфабрик» и «Вольф» (ФРГ).

В СССР для сооружения наклонных выработок (стволов) создан проходческий комплекс «Сибирь» (рис. 9.3), механизмирующий все основные процессы при сооружении выработок: бурение шпуров, погрузку породы и крепление. В качестве временной крепи используются металлические или железобетонные

анкеры, а также металлические арки. Постоянная крепь — монолитный бетон. Возведение постоянной крепи осуществляется одновременно с ведением проходческих работ при оставании от забоя на 50—60 м. Бетонная смесь готовится на земной поверхности и доставляется к месту работ в бетоновозках или по трубам. Опалубка передвижная — многопанельная или односекционная.

Для СССР, Великобритании, США, ПНР, ФРГ, ЧССР и других стран характерен все возрастающий масштаб применения проходческих комбайнов для проходки наклонных выработок (стволов).

Наибольшее распространение нашли комбайны избирательного действия со стреловидным исполнительным органом, причем некоторые из них, как, например, выпускаемые в ФРГ комбайны EVA-160 и EVR-160, могут проходить выработки с площадью поперечного сечения 10—35 м² при коэффициенте крепости присекаемых пород более 8. Общим направлением в развитии комбайнов избирательного действия является создание таких машин, которые способны проходить выработки по породам с переходом прочности на сжатие до 100 МПа. Это комбайны третьего поколения: VS-3, WAV-200, «Пуарт», EVA-160, E-169 (ФРГ), RH-1/4, TB-600 «Титан» (Великобритания), AM-100 (Австрия). Считается, что использование комбайнов избирательного действия рентабельно при скорости проведения выработок 150 м/мес.

Отдельные образцы проходческих комбайнов бурового действия в принципе доказали свою работо- и конкурентоспособность по отношению к проходке буровзрывным способом при проведении выработок большой протяженности и коэффициенте крепости пород более 8. Однако целесообразность их применения требует технико-экономического обоснования в каждом конкретном случае. Это вызвано большой трудоемкостью монтажа комбайнов в связи с их значительной массой, сложностью установки крепи непосредственно у забоя, затруднениями с проветриванием забойной части выработки из-за ее загроможденности и рядом других факторов.

9.2. Вскрытие штольнями и способы их проходки

Вскрытие. В районах с холмистой или гористой местностью шахтные поля можно вскрывать штольнями, проходимыми в зависимости от расположения выходов пластов на поверхность непосредственно по пласту или породам.

При выборе места заложения штолен необходимо учитывать следующие факторы: наличие промплощадки достаточных размеров у устья для размещения поверхностного комплекса шахты; возможность подведения дорог к промплощадке и устьям

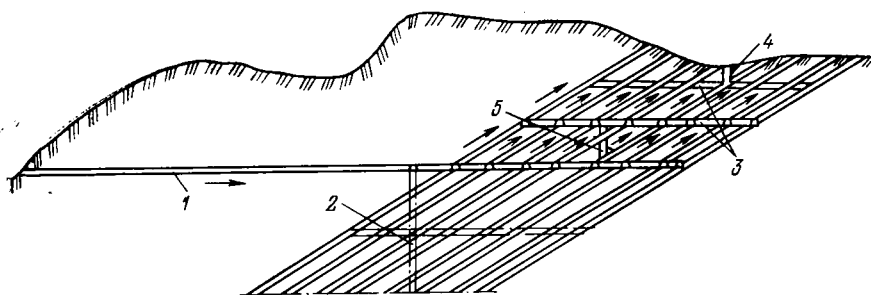


Рис. 9.4. Вскрытие шахтного поля штольней с этажными квершлаггами и слепыми стволами:

1 — штольня; 2 — слепой ствол; 3 — этажные квершлагги; 4 — шурф; 5 — гезенк

выработок, выходящих на поверхность; меры по предотвращению оползней и затопления шахты паводковыми и ливневыми водами; исключение снежных заносов и камнепадов, а также замерзание вытекающей из штольни воды в зимнее время; преобладающее направление ветров и др.

Для этого устья штолен закладываются выше максимально-го уровня паводковых и ливневых вод, наблюдавшихся в течение ближайших 50 лет (если нет более давних наблюдений). Склоны выше уровня штольни должны быть достаточно устойчивы от сползания, защищены от горных обвалов и снежных лавин, причем в необходимых случаях под ними должны оставаться целики. Устья всех выработок на поверхности необходимо охранять нагорными водоотводными канавами. Зимой утепляется водоотводная канава в устье штольни.

Достоинства вскрытия штольнями: отсутствие механического подъема угля на поверхность и средств водоотлива при отработке запасов, расположенных выше уровня штольни; простота организации проветривания выработок при небольшой мощности насосов.

При пологих пластах часть поля, расположенная выше уровня штольни, может быть отработана через бремсберги, а ниже — через уклоны. Размеры надштольневой части шахтного поля определяются рельефом местности и углом падения пластов.

Большое применение способ вскрытия штольнями нашел в США. В частности, он использован при вскрытии одной из крупнейших в США шахт «Мосс» № 3, расположенной в Виргинии. Запасы угля в шахтном поле превышают 135 млн т, а мощность шахты — 22 тыс. т/сут.

При наклонных и крутых пластах помимо штолен проводят вспомогательные вскрывающие выработки — этажные квершлагги и слепые стволы и гезенки (рис. 9.4). Со склона горы до пересечения с пластами проводят главную и вспомогатель-

ную штольни. Дальнейшее вскрытие поля производится с помощью этажных квершлагов и слепых стволов (гезенков).

Для выпуска на поверхность исходящей воздушной струи на верхнем этаже оставляются участковые бремсберги (скаты). Отработку этажей желательно вести от границ шахтного поля к штольням. Основная промплощадка шахты располагается у устья штольни. Однако расположение основной промплощадки висячем боку свиты вызывает необходимость оставления под ней больших целиков.

Способы проходки. Преобладающим способом проходки штолен остается буровзрывной. Вместе с тем все большее распространение получает комбайновый способ проходки с использованием комбайнов как избирательного, так и бурового действия. Ведутся работы по созданию проходческих комплексов, механизмирующих не только основные (разрушение породы и погрузка горной массы), но и вспомогательные процессы и операции производственного цикла. В перспективе совершенствование комбайновых комплексов связывают главным образом с автоматизацией их управления.

10. КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ ВСКРЫТИЯ

10.1. Сущность способа

При комбинированном способе вскрытие шахтного поля осуществляется главным наклонным и вспомогательными вертикальными стволами. Уголь выдается по наклонному стволу, оборудованному ленточным конвейером, а все вспомогательные стволы служат для спуска-подъема людей, материалов, оборудования и проветривания. Достоинство комбинированного способа по сравнению со способом вскрытия вертикальными стволами заключается в обеспечении возможности непрерывного поточного транспорта угля от очистного забоя до поверхности.

Комбинированный способ вскрытия наиболее часто применяется при вскрытии неглубоко залегающих угольных пластов (при глубине подъемного горизонта до 600 м) пологого (до 20°) залегания. Это объясняется стремлением проходить наклонный ствол с таким углом наклона, который обеспечивает возможность транспортирования угля конвейерами.

Комбинированный способ вскрытия эффективен при создании крупных шахт с годовой добычей более 2 млн т. В таких случаях конвейерный транспорт оказывается более экономичным, чем скиповой подъем.

10.2. Вскрытие при одногоризонтной схеме

Комбинированный способ вскрытия широко распространен на шахтах США, СССР, Великобритании, ФРГ и других стран. Типичный его случай приведен на рис. 10.1, когда шахтное по-

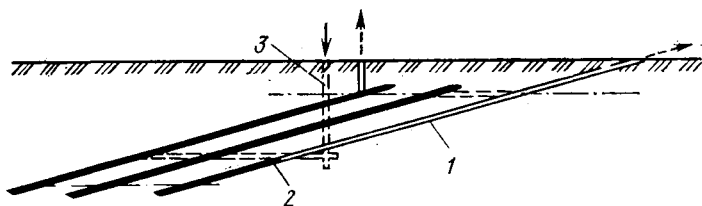


Рис. 10.1. Комбинированный способ вскрытия шахтного поля главным наклонным, вспомогательным вертикальным стволами и капитальным квершлагом: 1 — главный наклонный ствол; 2 — капитальный квершлаг; 3 — вспомогательный вертикальный ствол

ле, включающее свиту пластов, вскрыто главным наклонным, вспомогательным вертикальным стволами и капитальным квершлагом. Он наиболее часто применяется при угле залегания пластов в свите до 18° .

Подобный способ вскрытия нередко оказывается весьма эффективным, так как позволяет полнее использовать достоинства отдельных главных вскрывающих выработок в интересах всей схемы.

Наклонный ствол проходится по нижнему пласту или по породам в лежащем боку. Пласты отрабатывают сверху вниз. По квершлагоу до наклонного ствола уголь транспортируется в вагонетках или доставляется конвейерами. В случае полной конвейеризации необходимо проводить параллельно два квершлага (конвейерный и рельсовый) или один квершлаг с большой площадью поперечного сечения для размещения рельсового пути и конвейерной линии.

При двух квершлагах исключается необходимость в поддержании бремсбергов при отработке уклонных полей для направления исходящей воздушной струи на поверхность.

В местах перегрузки угля необходимо устраивать аккумулярующие бункера, которые усредняют нагрузку на конвейерную линию, уменьшают простой очистных забоев при временной неисправности одного из конвейеров в транспортной цепи после бункера. Вместимость бункеров определяется общей средней нагрузкой на конвейерную линию и ее колебаниями (пиками) в течение смены.

Комбинированное вскрытие главным наклонным и вспомогательным вертикальным стволами не ограничивается только пологими пластами. Оно возможно при любых углах падения пластов. Глубина вскрытия зависит только от экономичности проходки и эксплуатации длинных наклонных стволов в конкретных геологических условиях.

Главное достоинство комбинированного способа вскрытия — возможность обеспечения больших (до 8—12 км) размеров

шахтного поля по простиранию и создания крупных шахт с высокими технико-экономическими показателями.

К таким шахтам относятся шахты «Бейли» (США), «Селби» (Великобритания), «Распадская» (СССР).

Шахта «Бейли» представляет собой часть крупного угледобывающего комплекса, состоящего из пяти шахт и предназначенного для разработки каменноугольного месторождения на крайнем юго-западе штата Пенсильвания. Общие запасы месторождения оцениваются примерно в 780 млн т, извлекаемые в 360 млн т. Годовая производственная мощность каждой из шахт 2—3,5 млн т.

Разрабатываемый пласт Питтсбург № 8 имеет почти горизонтальное залегание. Мощность пласта 1,7 м; глубина залегания 170—300 м. В пределах шахтного поля сбросов и других геологических нарушений не обнаружено. Извлекаемые запасы оцениваются примерно в 78 млн т.

Шахтное поле вскрыто комбинированным способом: главным наклонным стволом, предназначенным для выдачи угля и спуска материалов, и вспомогательным вертикальным стволом, служащим для целей вентиляции и спуска-подъема людей. По наклонному стволу, пройденному под углом 14°, уголь транспортируется ленточным конвейером. Ширина ленты 1,5 м, скорость ее движения 3,5 м/с. Конвейер оснащен двумя приводами мощностью по 930 кВт.

Комбинированный способ вскрытия применен также при вскрытии поля строящейся в Великобритании шахты «Селби» проектной мощностью 10 млн т в год, которая должна вступить в эксплуатацию в 1990 г.

Эта шахта будет разрабатывать пять угольных пластов мощностью от 0,75 до 3,3 м, залегающих на глубине от 170 до 1300 м под углом 3°. Шахтное поле разделено на пять блоков годовой мощностью по 2 млн т. Каждый блок вскрывается двумя вертикальными стволами и представляет собой автономную единицу. Выдача угля и породы из шахты предусматривается по двум центральным наклонным стволам.

Опыт эксплуатации шахт с комбинированным способом вскрытия и полной конвейеризацией транспортирования угля показал, что такое техническое решение обеспечивает высокие технико-экономические показатели. Так, на шахте «Распадская» (СССР) сменная производительность труда рабочего по добыче самая высокая в производственном объединении «Юж-кузбассуголь».

Поле шахты «Распадская» проектной мощностью 7,5 млн т в год разделено на блоки. Шахтное поле имеет длину по простиранию 12,5 км и по падению 5 км. Шахта разрабатывает свиту пластов с углом падения до 12°, имеющих выход на поверхность. В пределах центрального блока параллельно друг другу

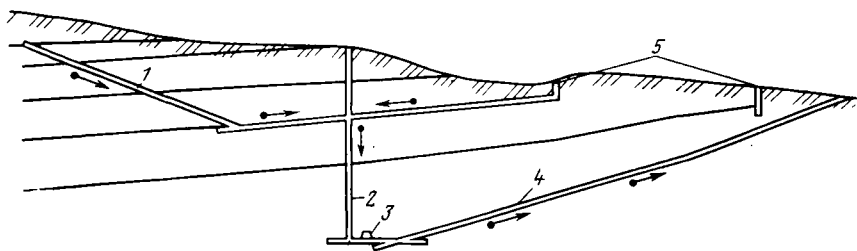


Рис. 10.2. Комбинированное вскрытие поля шахты «Распадская» (СССР): 1 — наклонный квершлаг; 2 — вертикальный блоковый ствол; 3 — магистральная выработка; 4 — наклонные стволы; 5 — шурфы

под углом 11° пройдены два главных наклонных ствола длиной по 1265 м, оборудованных ленточными конвейерами для выдачи угля из всех блоков на поверхность (рис. 10.2).

Каждый блок вскрыт вертикальным стволом глубиной 223—293 м, оборудованным спиральным спуском для передачи угля с горизонта на горизонт и клетевым подъемом для выполнения вспомогательных операций. По этим же стволам подается свежий воздух для проветривания выработок. Вертикальный ствол центрального блока оборудован двухэтажными клетями для спуска-подъема людей в шахту.

При переходе горных работ в блоках в уклонные поля проектируется проходка дополнительных вертикальных стволов для целей проветривания.

Комбинированный способ применен также при вскрытии поля шахты «Эстония» (СССР), одной из крупнейших сланцевых шахт в мире. Глубина залегания пласта сланца составляет 60—70 м.

Шахтное поле вскрыто тремя стволами: главным наклонным, оборудованным двумя ленточными конвейерами для подъема горной массы и канатным подъемом для выполнения ремонтных работ; вспомогательным наклонным, оснащенным канатным подъемом для спуска оборудования и материалов; вспомогательным вертикальным стволом, предназначенным для спуска и подъема людей. На шахте осуществлена полная конвейеризация транспортирования горной массы от очистных забоев до приемных бункеров обогатительной фабрики и технологического комплекса погрузки.

11. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

11.1. Классификация и технологические схемы околоствольных дворов

Околоствольным двором называют взаимосвязанный комплекс капитальных горных выработок, расположенных

непосредственно у ствола на данном горизонте, специально оборудованных и связывающих ствол с главными выработками горизонта и предназначенных для обслуживания горных работ на горизонте в соответствии с назначением ствола. Он выполняет следующие основные функции: прием составов с углем и породой, поступающих к стволам шахты; прием оборудования, выдаваемого на поверхность; прием оборудования и материалов, поступающих с поверхности шахты; формирование составов различного назначения; прием рабочих, спускаемых в шахту и поднимаемых на поверхность. Помимо основных околоствольный двор выполняет вспомогательные функции, связанные с вентиляцией, водоотливом, распределением энергии и т. д. Многообразие функций околоствольного двора обуславливает необходимость иметь в его комплексе, кроме транспортных выработок, ряд камер различного технологического назначения.

Основным классификационным признаком схем околоствольных дворов является порядок движения груженных и порожних составов в пределах околоствольного двора при их обмене.

Выработку, к которой примыкает околоствольный двор, называют главной, а разветвление путей — ветвями. Ветви, в которых производят операции, связанные с обменом составов, являются главными ветвями. Примыкающие к тому или иному подъему главные ветви именуют скиповой или клетевой ветвью.

В круговых околоствольных дворах грузовые ветви по отношению к главному откаточному штреку могут располагаться параллельно (рис. 11.1, а), перпендикулярно (рис. 11.1, б) или под углом 45 и 60° (рис. 11.1, в). Основными преимуществами околоствольных дворов кругового и петлевого (рис. 11.1, г) типов являются сравнительная простота движения поездов, компактное расположение выработок, простая привязка к конкретным горно-геологическим условиям. Их недостатки: большое число закруглений пути и криволинейных выработок, сложность проведения и эксплуатации криволинейных выработок, недостаточное использование главной откаточной выработки.

Характерный признак околоствольных дворов тупикового типа (рис. 11.1, д) — челноковая схема движения составов. Локомотив протягивает груженный состав в тупик двора, а затем, изменив направление движения, заталкивает его на грузовую ветвь главного или вспомогательного ствола. Перейдя на порожняковую ветвь околоствольного двора, локомотив прицепляется к порожняковому составу и далее следует к пункту назначения.

Из-за существенных недостатков (необходимость обязательного проведения вентиляционной сбойки для проветривания тупиковой выработки; недостаточное использование главной

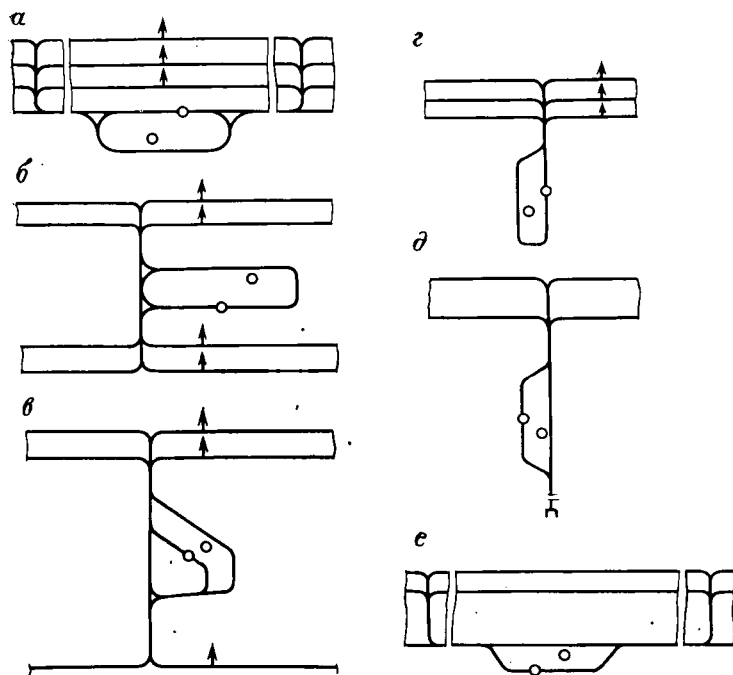


Рис. 11.1. Схемы привязки околоствольных дворов

откаточной выработки; невысокая пропускная способность) околоствольные дворы тупикового типа имеют отраженное применение.

Достоинствами челноковых околоствольных дворов (рис. 11.1, е) являются прямолинейность выработок, удобство расположения оборудования, максимальное использование главной откаточной выработки; недостатки — сложные маневры с составами, невысокая пропускная способность, сложность привязки к конкретным горно-геологическим условиям из-за большой длины выработок.

В зависимости от способа транспортирования технологические схемы околоствольных дворов разделяют на две группы: с откаткой горной массы в вагонетках локомотивами; с транспортированием горной массы конвейерами.

Характерные технологические схемы околоствольных дворов при скиповой выдаче угля и породы приведены на рис. 11.2 — 11.4.

На рис. 11.5—11.7 изображены технологические схемы околоствольных дворов, позволяющие значительно сократить маневровые операции по обработке груженных составов, обеспечить поточное движение транспорта и высокую пропускную спо-

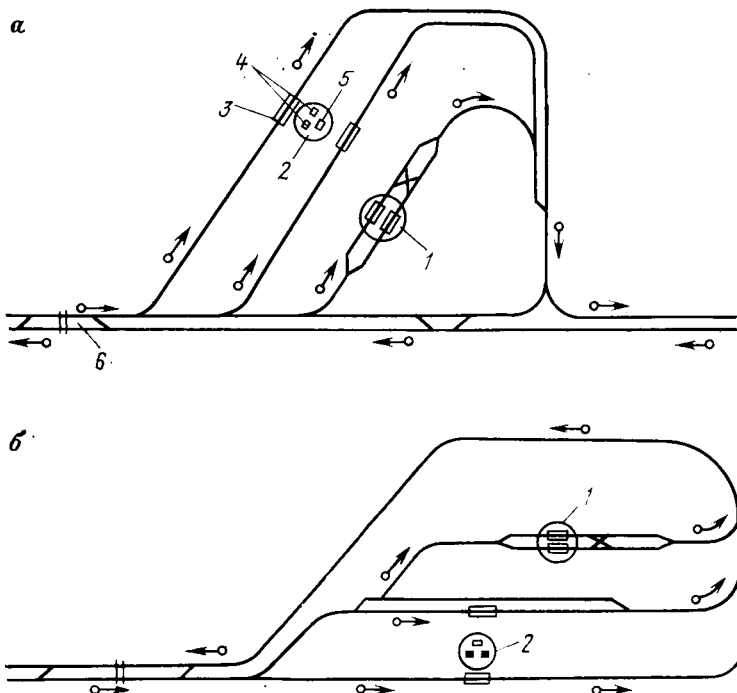


Рис. 11.2. Схемы кругового (а) и петлевого (б) окоlostвольных дворов:
1, 2 — соответственно клетевой и скиповой стволы; 3 — опрокидыватель; 4 — угольные скипы; 5 — породный скип; 6 — разминовка

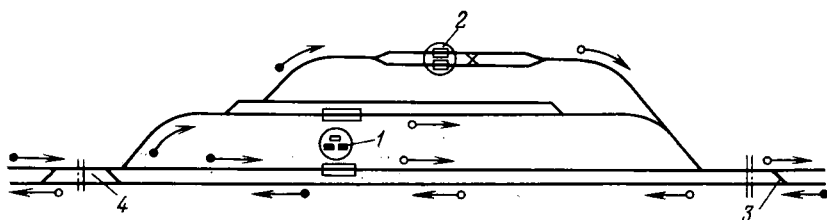


Рис. 11.3. Схема челнокового окоlostвольного двора:
1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3, 4 — разминовки соответственно на порожняковой и грузовой сторонах

способность окоlostвольного двора. При таких схемах разгрузка угольных и породных составов производится без остановки последних.

Для шахт с конвейерным транспортом горной массы наиболее прогрессивными являются схемы, приведенные на рис. 11.8 и 11.9.

Окоlostвольные дворы при конвейерном транспорте угля характеризуются отсутствием маневров с угольными состава-

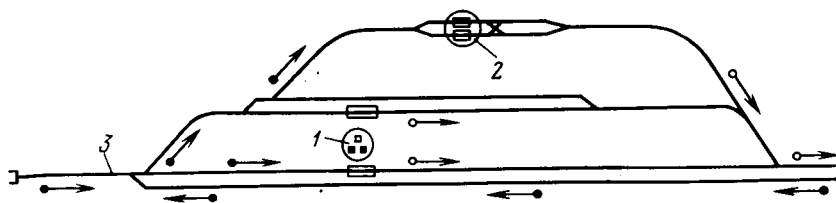


Рис. 11.4. Схема тупикового околоствольного двора:
1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3 — тупик

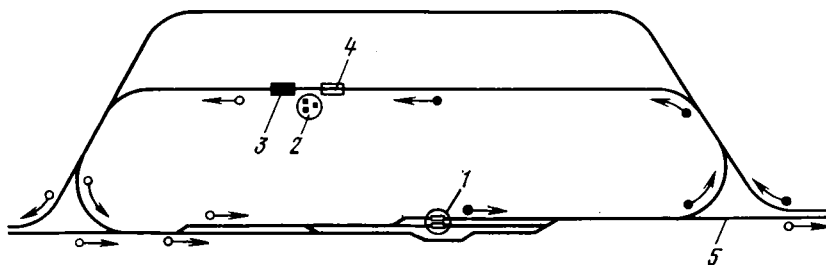


Рис. 11.5. Схема кругового околоствольного двора с ветвями, параллельными главной откаточной выработке:
1, 2 — соответственно клетевой и скиповой стволы; 3, 4 — соответственно угольная и породная разгрузочные ямы; 5 — главная откаточная выработка

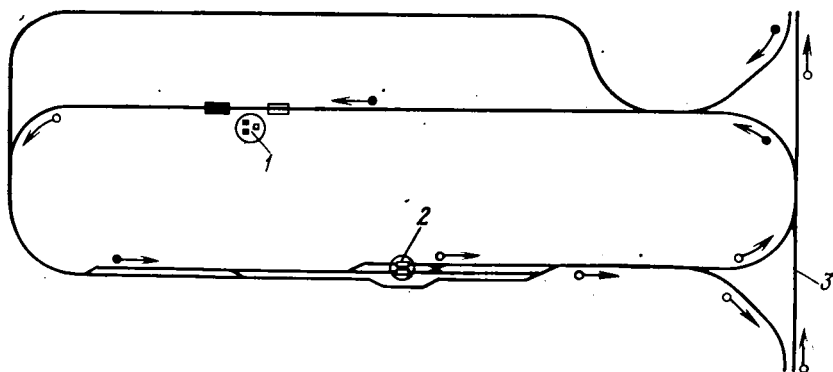


Рис. 11.6. Схема кругового околоствольного двора с ветвями, перпендикулярными к главной откаточной выработке:
1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3 — главная откаточная выработка

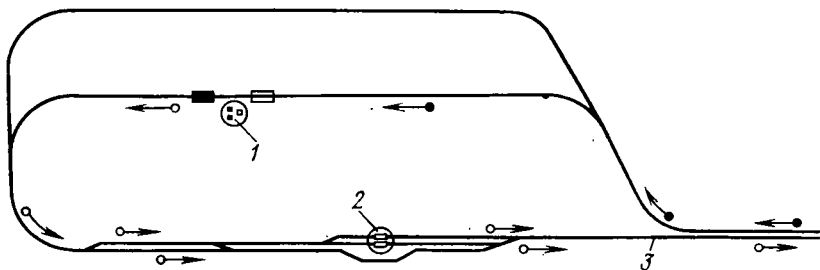


Рис. 11.7. Схема петлевого околоствольного двора:

1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3 — главная откаточная выработка

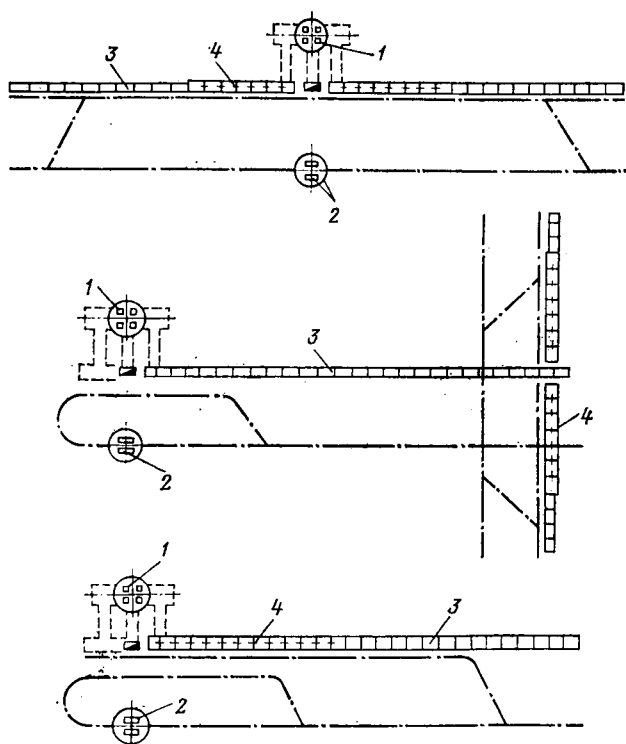


Рис. 11.8. Схемы околоствольных дворов при конвейерном транспорте угля и доставке вспомогательных материалов и оборудования одиночными самоходными вагонетками:

1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3 — ленточный конвейер; 4 — бункер-накопитель с ленточным конвейером

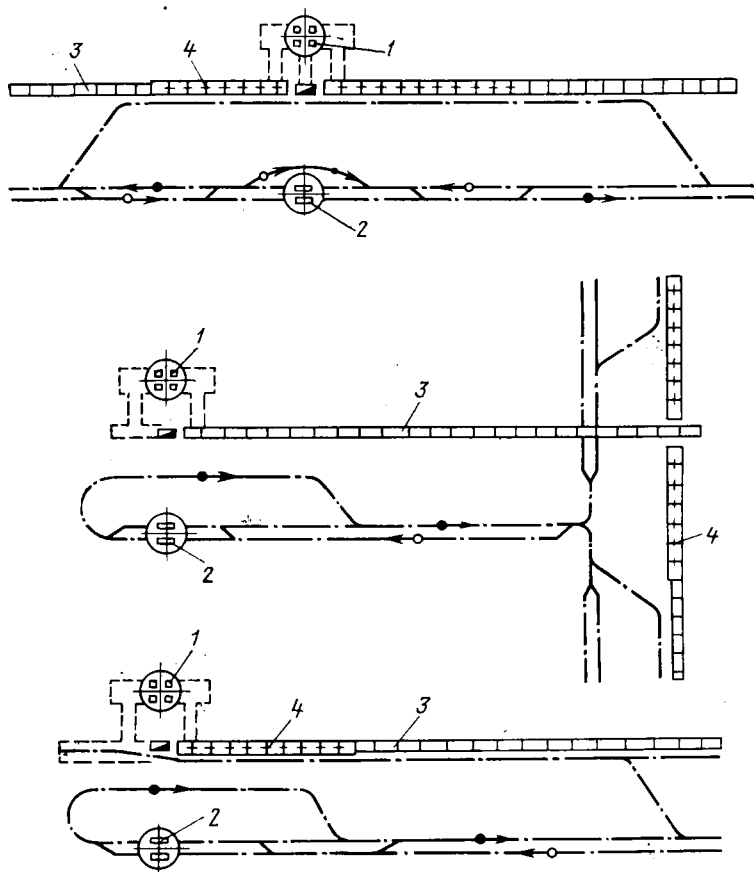


Рис. 11.9. Схемы околоствольных дворов при конвейерном транспорте угля и доставке вспомогательных материалов и оборудования монорельсовыми дизель-поездами:

1, 2 — соответственно скиповой и клетевой стволы; 3 — ленточный конвейер; 4 — бункер-накопитель с ленточным конвейером

ми, более равномерным поступлением угля, уменьшенным штатом обслуживающего персонала и меньшим объемом околоствольных выработок.

При вскрытии шахтного поля наклонными стволами схема околоствольного двора в основном определяется видом основного и вспомогательного транспорта по стволам и магистральным горизонтальным выработкам шахты.

В связи с тем, что наклонные стволы проходят обычно по пласту или породам лежащего бока, выработки околоствольного двора располагают параллельно главной откаточной выработке. Это обуславливает челноковую схему движения составов.

Околоствольные дворы шахт, поля которых вскрыты наклонными стволами, обычно имеют три ствола: конвейерный (или скиповой), вспомогательный и людской (ходок). Бывают околоствольные дворы с двумя (рис. 11.10) и четырьмя наклонными стволами. Разгрузка вагонеток с углем производится на обгонной выработке, проведенной в породах висячего бока. Вместимость ветвей околоствольного двора принимается такой же, как и в околоствольных дворах с вертикальными стволами (один-два состава).

На рис. 11.11 показана схема околоствольного двора с выдачей угля на поверхность ленточным конвейером. В пределах околоствольных дворов наклонных стволов располагаются камеры того же назначения, что и в околоствольных дворах вертикальных стволов.

Объем выработок околоствольных дворов в свету колеблется в пределах 3000—7000 м³, объем камер составляет 50—100% объема выработок.

11.2. Камеры

В пределах околоствольного двора устраивают следующие подземные камеры: камера сопряжения околоствольного двора с клетевым стволом; комплекс камер разгрузочного устройства скипового подъема, включая аккумулярующие бункера и разгрузочные ямы; комплекс камер депо локомотивов, включая преобразовательную и зарядную камеры для аккумуляторных электровозов или заправочную станцию для дизелевозов; камера диспетчера, аппаратуры связи и СЦБ; камера ожидания; камера текущего ремонта, очистки и смазки вагонеток. В районе околоствольного двора в обособленной выработке оборудуется склад ВМ.

Околоствольный двор в месте его сопряжения с клетевым стволом должен обеспечить прием и подъем людей, замену груженых вагонеток порожними, прием длинномерных материалов (рельсы, трубы). Ширина сопряжения принимается равной диаметру ствола, а высота — в зависимости от длины доставляемых в шахту различных материалов и оборудования, но не менее 4,5 м.

При оборудовании подъема двухэтажными (многоэтажными) клетями для ускорения посадки людей в клеть на сопряжении устраивается специальная посадочная площадка, располагаемая выше или ниже рельсовых путей околоствольного двора.

В околоствольном дворе для приема угля и породы при применении скиповых подъемов сооружается комплекс камер, обеспечивающих разгрузку вагонеток, аккумулярование груза и загрузку скипов. В этот комплекс входят камера опрокиды-

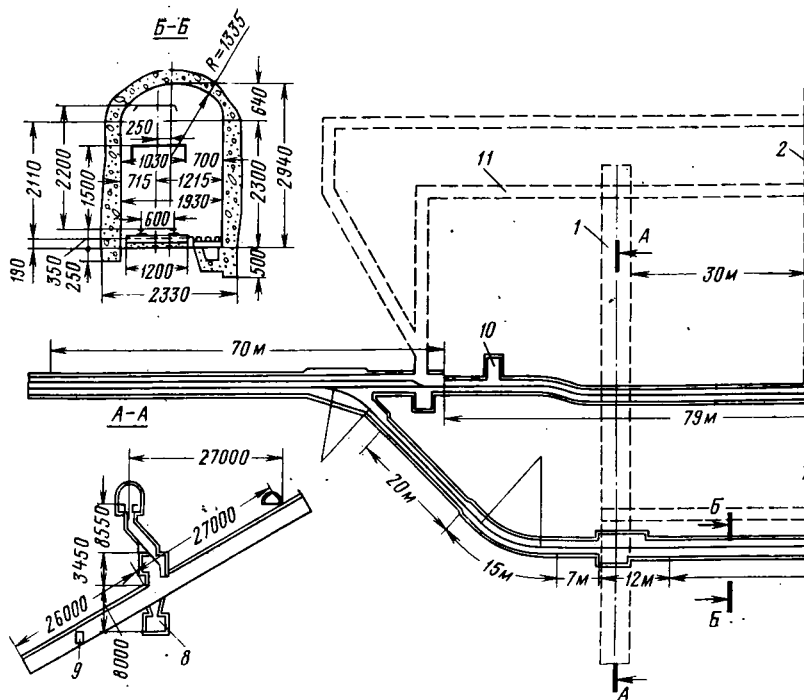


Рис. 11.10. Схема околоствольного двора у наклонного ствола, оборудованного: 1 — скиповый наклонный ствол; 2 — вспомогательный наклонный ствол; 3 — насосная камера диспетчера; 6 — камера лебедки; 7 — ходок для очистки зумпфа; 8 — камера угля; 9 — камера зумпфового водоотлива; 10 — санузел; 11 — водосборник

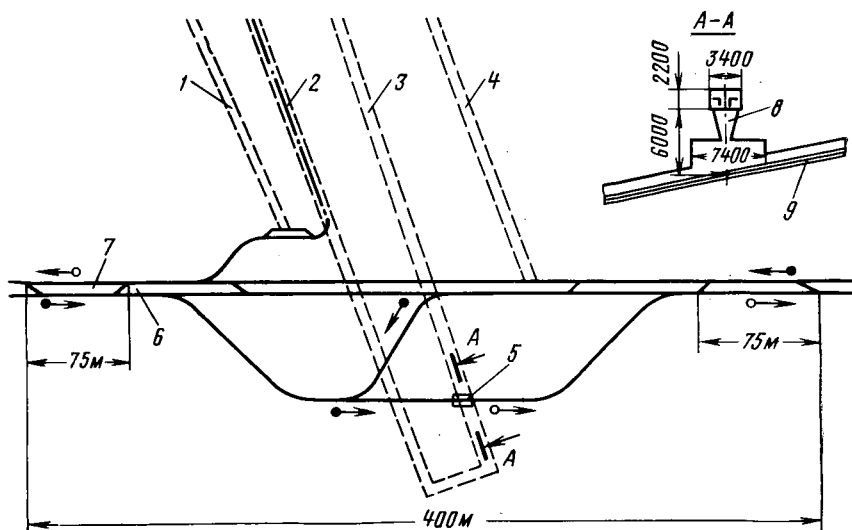


Рис. 11.11. Схема околоствольного двора у наклонного конвейерного ствола: 1 — людской ходок; 2 — вспомогательный наклонный ствол; 3 — конвейерный наклонный ствол; 4 — вентиляционный уклон; 5 — место разгрузки вагонеток с углем; 6 — главный откаточный штрек; 7 — разминка; 8 — бункер; 9 — ленточный конвейер

вателя и толкателя, где производятся проталкивание и разгрузка вагонеток. Уголь или порода после разгрузки поступают в бункер, а затем в камеру дозирующего устройства, оборудованную обычно объемным или весовым дозатором. Применяемый в шахтах СССР комплекс камер загрузочного устройства скипового подъема показан на рис. 11.12.

Условно бункера разделяют на бункера малой и большой вместимости. Вместимость бункера принимается не менее грузоподъемности одного локомотивного состава. При большой производственной мощности шахты проектируют бункера большой вместимости (250—750 м³).

На рис. 11.13 показана характерная для шахт СССР схема расположения камер производственного и вспомогательного назначения в круговом околоствольном дворе. Комплекс камер депо локомотивов зависит от типа применяемых локомотивов. Депо контактных электровозов предусматривается в составе камеры ремонтной мастерской и заезда в нее, используемого для стоянки запасных электровозов. Депо располагают в обособленной, специально проведенной выработке или на уширении откаточной выработки околоствольного двора. Комплекс выработок депо аккумуляторных электровозов представляет собой сблокированные камеры зарядной, преобразовательной подстанции и ремонтной мастерской. Ширина камер депо прини-

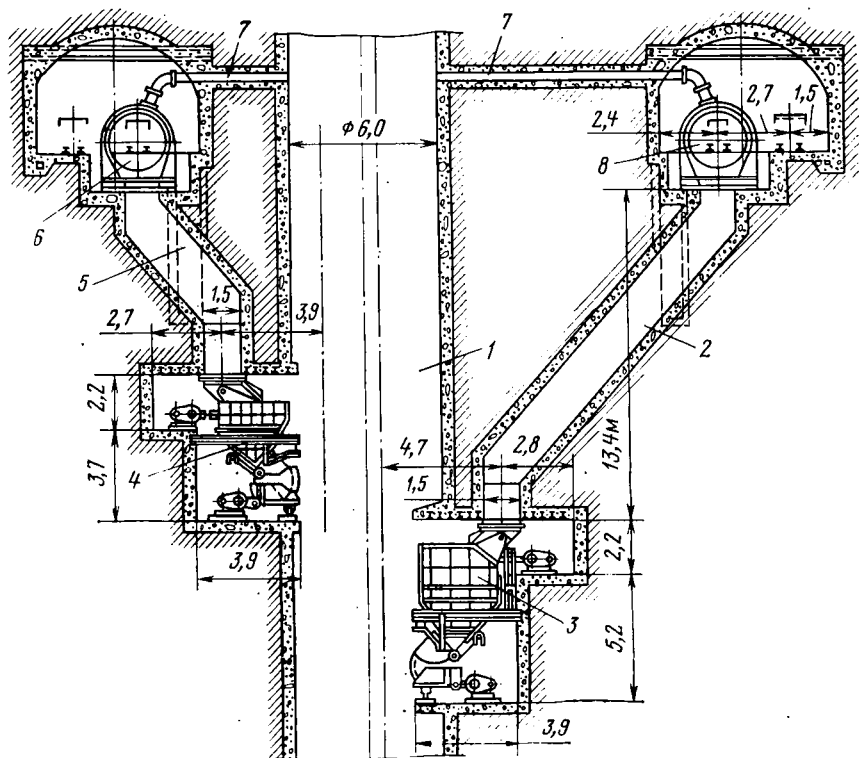


Рис. 11.12. Комплекс камер загрузочного устройства скипового подъема:

1 — скиповый ствол; 2 — угольный бункер; 3 — угольное загрузочное устройство; 4 — породное загрузочное устройство; 5 — породный бункер; 6 — породный опрокидыватель; 7 — трубы для отсоса пыли; 8 — угольный опрокидыватель

мается 4,2—5 м, высота 3,2—3,6 м. Длина депо зависит от числа и типа применяемых электровазнов и изменяется от 20 до 100 м и более.

Камера преобразовательной подстанции является частью комплекса электровазнового депо. Камера состоит из трансформаторного и преобразовательного отделений. Преобразовательное отделение соединяется с зарядной камерой и откаточной выработкой околоствольного двора.

В камерах ремонтных мастерских предусматриваются смотровые ямы. Над смотровой ямой на монтажной балке подвешивается таль для снятия двигателей, полускатов и других тяжелых деталей.

Для дизелевозов и вагонеток-цистерн с горючим устраивают самостоятельные гаражи, располагаемые вблизи главных стволов, но не ближе 100 м от электроподстанции, склада взрывчатых веществ, вентиляционных дверей. Гаражи, склады

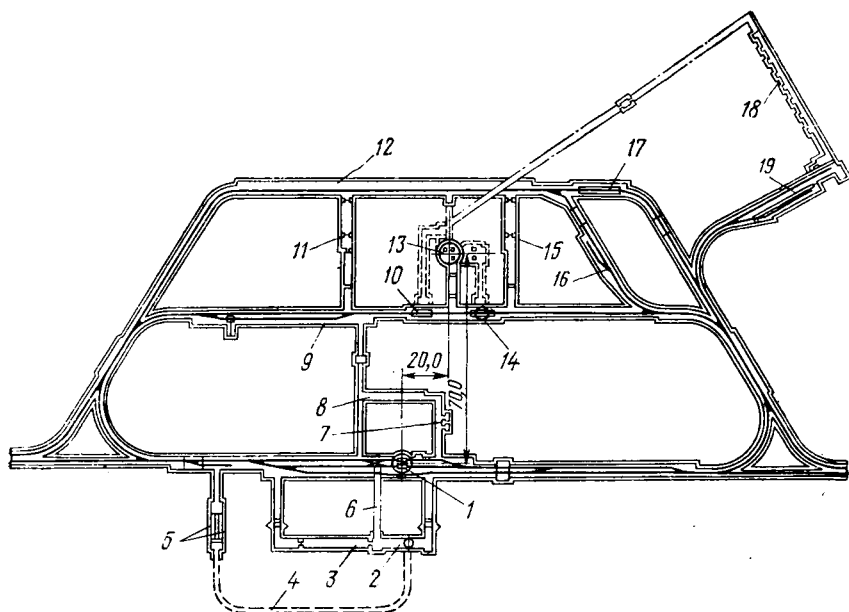


Рис. 11.13. Схема расположения камер в круговом околоствольном дворе:

1, 13 — соответственно клетевой и скиповый стволы; 2 — насосная камера; 3 — центральная электроподстанция; 4 — водосборник; 5 — осветляющие резервуары; 6 — водотрубный ходок; 7 — медпункт; 8 — камера ожидания; 9 — место стоянки пассажирского состава; 10, 14 — соответственно породная и угольная разгрузочные ямы; 11, 15 — преобразовательные подстанции; 12 — зарядная камера; 16 — место стоянки запасных электровозов; 17 — ремонтная мастерская; 18 — склад ВМ; 19 — депо противопожарного поезда

горючесмазочных материалов, заправочные станции и пункты мойки должны быть закреплены негорючими материалами.

Все камеры по обслуживанию дизелевозов должны проветриваться обособленной струей с отводом отработанного воздуха в исходящую из шахты струю.

Стоянка пассажирского поезда в околоствольных дворах располагается либо на скиповой, либо на обгонной ветви на выходе из камеры ожидания, в непосредственной близости от клетевых стволов, по которым производится спуск-подъем людей. Камера ожидания и место стоянки поезда размещаются так, чтобы исключалось хождение людей по выработкам околоствольного двора. Площадь пола камеры ожидания определяется исходя из нормативной площади на одного человека $0,5 \text{ м}^2$, а длина камеры — из расчета $0,4 \text{ м}$ на одного рабочего.

Камеры для текущего ремонта, очистки и смазки вагонеток проектируют в шахте в тех случаях, когда размеры клеток не допускают выдачу на поверхность вагонеток для угля и породы. Во всех остальных случаях в шахте предусматривается только камера для смазки вагонеток.

Камеры центральной электроподстанции и главного водоотлива располагают, как правило, у клетового ствола. Между ними устанавливают герметическую противопожарную дверь. С выработками околоствольного двора камеры соединяются горизонтальными ходками. Камера главного водоотлива соединяется с клетовым стволом наклонным ходком для прокладки трубопроводов, используемым также в качестве запасного выхода.

На шахтах СССР в камере главного водоотлива устанавливают обычно три насосных агрегата, обеспечивающих откачку воды из шахт с притоком от 50 до 300 м³/ч. При водопритоке свыше 300 м³/ч и большом напоре число агрегатов увеличивают до 5—8.

Размеры камер главного водоотлива зависят от типа насосов и их напора, притока шахтных вод и составляют: длина 15—60 м, высота 2,8—5,2 м, ширина 3—4 м.

В камере главного водоотлива устраивают водозаборные колодцы. Число колодцев зависит от числа установленных насосных агрегатов и изменяется от одного до трех. К водозаборным колодцам примыкает водосборник, который бывает с одной или двумя ветвями. Водосборник с одной ветвью должен иметь осветляющие резервуары и камеры обезвоживающей установки. При наличии двух ветвей устройство осветляющих резервуаров не обязательно. Размеры камеры центральной электроподстанции: ширина 4 м, высота 3 м; длина зависит от типа и числа устанавливаемого оборудования и составляет обычно 20—30 м. Пол камеры центральной электроподстанции и главного водоотлива располагают на 0,5 м выше уровня головок рельсов в околоствольном дворе.

Камера подземного медпункта также размещена вблизи вспомогательного ствола. Размеры камеры медпункта 7,6×3×2,2 м. Камера горноспасательного пункта размером 4,5×2,6×2,2 м располагается вблизи депо противопожарного поезда.

11.3. Аккумулирующие емкости околоствольных дворов

Аккумулирующие емкости предназначены для обеспечения независимой работы смежных технологических звеньев транспорта. Они позволяют обеспечить безостановочную работу последующего транспортного звена при временном отсутствии груза, поступающего от предыдущего звена.

В околоствольных дворах емкостями могут служить вагонетки (емкость «на колесах»), стационарные горные бункера и бункера-конвейеры.

Аккумулирующая емкость «на колесах» применяется при рельсовом транспорте на основном горизонте. Ее использование

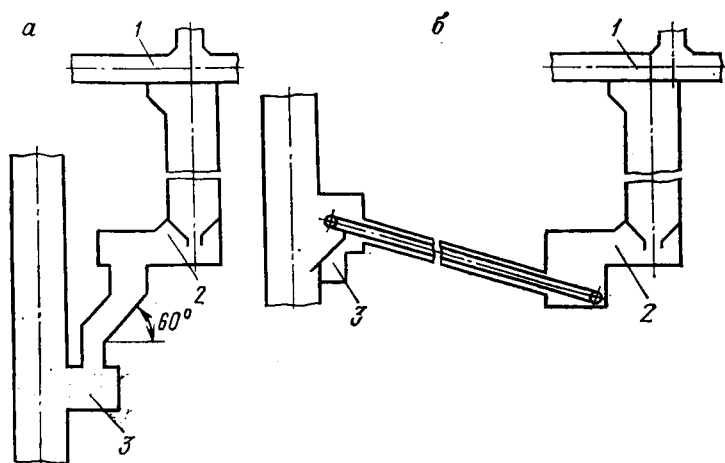


Рис. 11.14. Схемы расположения самотечных бункеров в околоствольных дворах:

а — в непосредственной близости от ствола; *б* — при удалении от ствола; 1 — разгрузочная камера; 2 — камера питания; 3 — загрузочная камера

позволяет получить необходимую аккумулирующую емкость без создания специального оборудования, она не сложна в привязке к остальному оборудованию околоствольного двора и не требует перепада высот между пунктом разгрузки вагонеток и местом посадки подъемных сосудов.

Вместимость емкости «на колесах» может быть различной и определяется необходимой степенью компенсации неравномерности работы подъема, околоствольного двора и магистрального транспорта. Место расположения емкости — у входа в околоствольный двор, около главного и вспомогательного подъемов.

Горные бункеры создаются в массиве пород в виде камер в непосредственной близости от подъемного ствола (рис. 11.14, *а*) или на некотором расстоянии от него (рис. 11.14, *б*). В первом случае устройство бункеров вызывает необходимость углубки ствола для обеспечения требуемого перепада высот между пунктом загрузки бункера и местом посадки скипов, во втором — необходимость в углубке ствола отсутствует, но для перегрузки угля и породы из бункера в скипы проводят специальную наклонную выработку, которую оборудуют перегрузочным конвейером. Горные бункера могут быть наклонными и вертикальными; крепят их бетоном или металлом с армировкой дна и боковых стенок.

На рис. 11.15 показана схема бункера для загрузки угля в скипы на шахте «Августа-Виктория 3/7» (ФРГ). Дробленый рядовой уголь поступает в вертикальный бункер вместимостью 2000 м³, откуда выпускается на конвейер-дозатор шириной 2 м

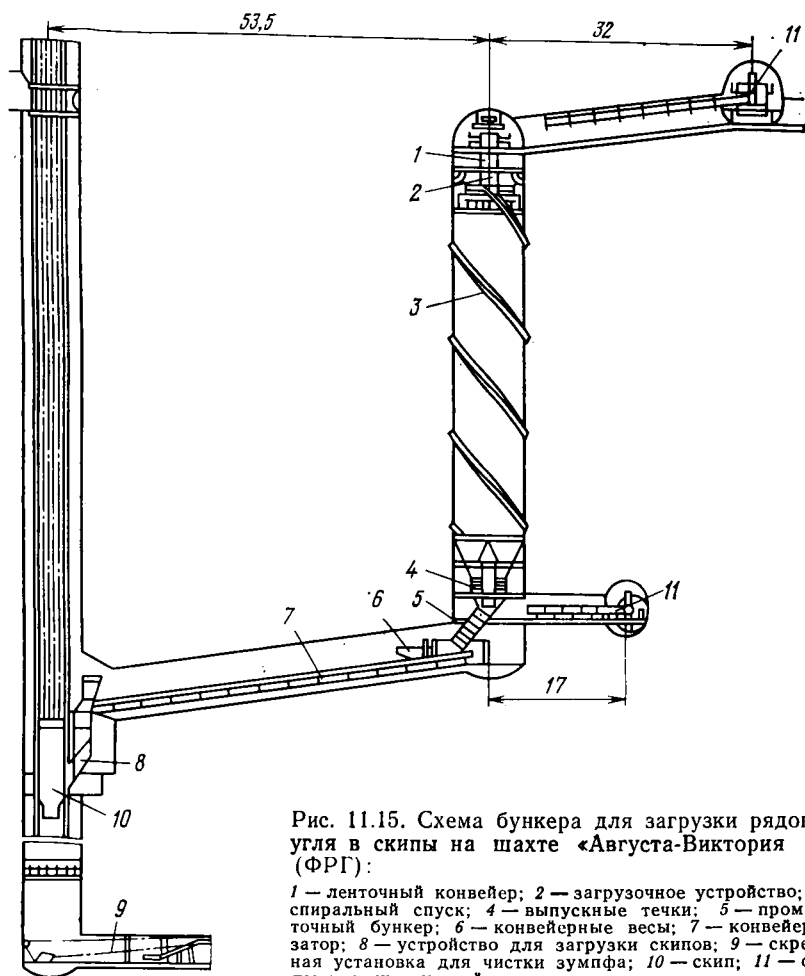


Рис. 11.15. Схема бункера для загрузки рядового угля в скипы на шахте «Августа-Виктория 3/7» (ФРГ):

1 — ленточный конвейер; 2 — загрузочное устройство; 3 — спиральный спуск; 4 — выпускные точки; 5 — промежуточный бункер; 6 — конвейерные весы; 7 — конвейер-дозатор; 8 — устройство для загрузки скипов; 9 — скреперная установка для чистки зумпфа; 10 — скип; 11 — обеспыливающие устройства

и длиной 40 м, а затем загружается в скип грузоподъемностью 20 т. Работа бункерного комплекса ведется в автоматическом режиме. Его бесперебойная эксплуатация обеспечивается:

автоматическим указателем уровня заполнения бункера, который отключает загрузочный конвейер по достижении максимального уровня заполнения и перекрывает выпускные точки при минимальном уровне заполнения;

наличием промежуточного бункера с двумя радиоизотопными датчиками, расположенными между выпускными точками и конвейером-дозатором. Нижний датчик после разгрузки промежуточного бункера открывает затворы выпускных течек, а

верхний закрывает их при заполнении промежуточного бункера;

наличием конвейера-дозатора, загружающего скипы. Для точной дозировки угля конвейер-дозатор имеет конвейерные весы, которые закрывают челюстной затвор промежуточного бункера после того, как масса угля на конвейере достигнет 20 т. Второй датчик, установленный над лентой конвейера-дозатора, закрывает челюстной затвор промежуточного бункера, если высота насыпного конуса угля превышает заданную.

При выпуске угля конвейер-дозатор движется со скоростью 0,5 м/с, а при загрузке скипа — со скоростью 3 м/с. Процесс загрузки конвейера-дозатора производится в соответствии с ритмом работы скипового подъема при помощи реле времени.

Вместимость вертикальных бункеров в большинстве случаев не превышает 500—600 м³. Опыт показывает, что наклонные бункера менее надежны в работе и более трудоемки в обслуживании, чем вертикальные. Кроме того, наклонные бункера характеризуются большим измельчением угля при загрузке и образованием заторов.

Недостаток горных бункеров — значительный объем горных работ при их устройстве.

В связи с этим широкое распространение получают механизированные, преимущественно горизонтальные бункера, которые благодаря наличию в их конструкции специальных погрузочно-разгрузочных механизмов могут накапливать и выгружать необходимое количество угля и породы. Вместимость такого бункера может превышать 500 м³. Он представляет собой емкость на колесном ходу с донным конвейером. Бункер можно устанавливать вдоль или вкрест магистральной транспортной выработки, непосредственно примыкающей к околоствольному двору.

11.4. Факторы, определяющие выбор типа околоствольного двора

Выбор технологической схемы околоствольного двора зависит от ряда факторов, главными из которых являются: схема вскрытия шахтного поля; расположение стволов относительно пласта (свиты пластов); прочность боковых пород, в которых располагаются выработки околоствольного двора; число стволов на основной промплощадке шахты и их основные функции; число и тип подъемов, вид основного транспорта (тип вагонетки при локомотивном транспорте); общая компоновка технологического комплекса поверхности относительно железнодорожных подъездных путей и направления главных откаточных выработок, производственная мощность шахты по углю и ожидаемый выход породы.

В зависимости от горно-геологических условий и схемы вскрытия околоствольные дворы могут иметь различную привязку к главной откаточной выработке. При свите пластов с небольшим расстоянием между ними околоствольный двор располагают за пределами пластов и грузы к стволам доставляют по квершлагу в одном направлении. При достаточном расстоянии между пластами околоствольный двор размещают на главной откаточной выработке (групповой полевой штрек или главный квершлаг). В этом случае главная выработка используется как транспортная ветвь околоствольного двора.

Если горная масса в околоствольный двор поступает с двух сторон, то применяют круговые и челноковые околоствольные дворы, имеющие два заезда.

При вскрытии шахтного поля, разделенного на блоки, вертикальными стволами околоствольный двор центральных стволов целесообразно размещать непосредственно у группового (полевого) штрека, используя последний как ветвь околоствольного двора. В этом случае применяют околоствольные дворы кругового типа.

Околоствольный двор может располагаться на продолжении квершлага, если его невозможно разместить на магистральном штреке.

Определив ориентировку околоствольного двора, разрабатывают его схему. Сначала составляют схему откатки, а затем с ее учетом определяют расположение депо противопожарного поезда, депо локомотивов, склада ВМ и др.

На схему откатки существенно влияет число стволов на промплощадке. При одном стволе получается самая простая схема, состоящая из одной-двух главных ветвей. Наличие скипового подъема вызывает необходимость иметь комплекс камер для приема угля и породы: камеры опрокидывателей, технологических и аккумулирующих бункеров, дозаторов и др.

На схему откатки и конфигурацию околоствольного двора влияет тип откаточных сосудов. Наилучшим образом компоновка околоствольного двора решается при применении вагонеток, разгружающихся через дно.

При конвейеризации по магистральным выработкам основного горизонта в околоствольном дворе с помощью откатки будет осуществляться транспортирование только породы, оборудования, материалов и в ряде случаев угля из подготовительных забоев. Это существенно упрощает схему откатки.

Основным фактором, влияющим на выбор схемы околоствольного двора, является прочность боковых пород, в которых располагаются его выработки. При прочных породах могут быть применены практически все типы околоствольных дворов. Протяженные выработки околоствольного двора при неустойчивых породах располагают вскрест простираения пласта.

12. ПОВЕРХНОСТЬ ШАХТЫ

12.1. Технологические комплексы поверхности угольных шахт

Поверхность шахты — это комплекс зданий, сооружений и оборудования, предназначенных для подъема, приема, технологической обработки и отгрузки угля, приема и отгрузки породы, спуска-подъема материалов, оборудования и людей, проветривания подземных выработок, обеспечения горных работ энергией, производственно-бытового обслуживания персонала и др.

В состав поверхности шахт входят следующие комплексы и службы: угольный и породный комплексы; стационарные установки (подъемные, вентиляторные, котельные и др.); комплекс обмена и откатки вагонеток в надшахтных зданиях; материальные склады и склады лесных крепежных материалов; службы ремонта оборудования и производственно-бытового обслуживания персонала.

Поверхности шахт имеют различные схемы компоновки отдельных комплексов и служб. Действующие в СССР и за рубежом шахты отличаются большим разнообразием планировочных решений промышленных площадок (промплощадок) и разбросанностью зданий и сооружений на поверхности шахт. Разобщенность технологических линий в значительной мере затрудняет обслуживание комплексов, приводит к увеличению затрат труда и другим отрицательным факторам, влияющим на технический уровень производства.

Рациональная компоновка зданий и сооружений может быть достигнута только с учетом всех влияющих факторов. Основными направлениями в компоновке и застройке поверхности шахт в настоящее время являются: объединение технологических и служебных зданий в крупные блоки и моноблоки, зондирование территории по технологическим процессам (приемка, складирование и погрузка угля, служба материально-технического обеспечения, административно-бытовой комбинат и др.).

На современной крупной шахте здания технологических комплексов (копры, надшахтные здания, бункера) представляют собой сложные инженерные сооружения объемом в десятки тысяч кубометров из железобетона и металла с большим количеством оборудования и сложными системами автоматики.

В настоящее время разработаны типовые проекты шахтной поверхности, предусматривающие коренное усовершенствование технологических схем, компоновочных и конструктивных решений.

В основу типового проекта поверхности шахт в СССР положено создание крупных блоков из типовых секций различного

технологического назначения. Почти все здания основного и вспомогательного назначения сведены в три крупных блока: комплексы главного и вспомогательного стволов и административно-бытовой комбинат.

На большей части действующих угольных шахт с вертикальными стволами уголь выдается в скипах по стволам с исходящей струей воздуха, а порода поднимается в вагонетках клетевыми подъемами по стволам, по которым в шахту подается свежий воздух.

На новых крупных шахтах (действующих, строящихся и проектируемых) порода поднимается также в скипах, размещаемых в том же стволе, что и угольные. В этом случае стволы и технологические комплексы при них обычно называют скиповыми или клетевыми — в зависимости от типа подъемной установки.

Технологический комплекс главного (скипового) ствола предназначен для приемки выдаваемого из шахты угля, переработки его (удаление посторонних предметов, дробление, сортировка, обогащение), транспортирования к месту погрузки для отправки потребителям, а также для приемки и отправки в отвал породы.

Главной функцией технологического комплекса вспомогательного (клетевого) ствола является обмен вагонеток с материалами, выдаваемых и спускаемых в шахту, спуск и подъем людей.

Схемные и конструктивные решения технологических комплексов скипового и клетевого стволов определяются главным образом схемой вскрытия — вертикальными, наклонными стволами или штольями.

В ФРГ проектирование комплексов поверхности шахт ведется на основе следующих принципов:

- размещение обогатительных фабрик у центральных подъемных стволов;

- наличие усреднительных складов и бункеров между подъемным стволом и обогатительной фабрикой;

- централизация породных отвалов, материальных складов, ремонтных мастерских и административных служб.

При этом стремятся к максимальному объединению поверхностных зданий и сооружений в блоки.

Примером может служить комплекс угольного ствола шахты «Рейнпройсен IX» (ФРГ), который представляет собой единый блок, скомпонованный из зданий павильонного типа (рис. 12.1). Здания расположены над железнодорожными путями.

Примерно так же спроектированы поверхности шахт «Селби» и «Бельвуар» (Великобритания), «Варндт» (ФРГ). Шахты, как правило, имеют индивидуальные обогатительные фабрики.

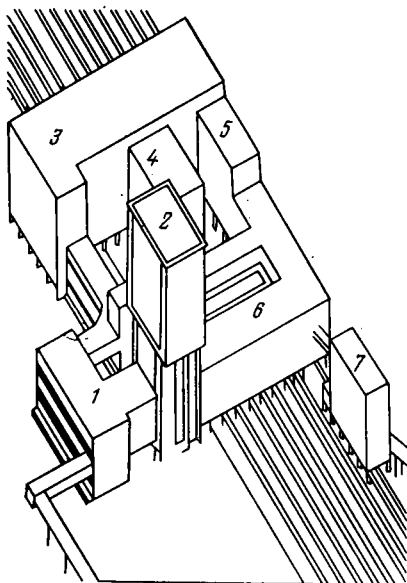


Рис. 12.1. Поверхностный комплекс главных стволов на шахте «Рейн-пройсен-IX» (ФРГ):

1, 2 — башенные копры соответственно клетового и скипового стволов; 3 — обогатительная фабрика в блоке со сгустителем; 4, 5 — аккумулярующие бункера углеподготовки; 6 — комплекс сортировки и дробления угля; 7 — аккумулярующий бункер и пункт погрузки товарного угля и промпродукта

Подобное решение обусловлено как стремлением повысить качество и сортность отгружаемого потребителям угля, так и выполнением требований по снижению загрязнения окружающей среды мелкими классами угля и породы, наблюдающегося при транспортировании рядовой горной массы.

Комплекс вспомогательных стволов на шахтах ФРГ обычно располагается на отдельной площадке и состоит из зданий и сооружений клетового подъема и небольшого закрытого склада, служащего в большинстве случаев пунктом перегрузки контейнеров и пакетов из средств автотранспорта в специальные шахтные транспортные средства. Подобное упрощение, обеспечивающее значительное сокращение трудоемкости работ на поверхности шахт, достигнуто за счет централизации вспомогательных предприятий и служб. В концерне «Рурколе», объединяющем 22 каменноугольные шахты из 33 действующих

в ФРГ, к объектам, подлежащим централизации, отнесены различного рода мастерские, склады оборудования и материалов, строительные участки, автотранспортные предприятия и др.

Выбор компоновочной схемы технологического комплекса поверхности зависит от ряда факторов (наличие на промплощадке обогатительной фабрики, взаиморасположение ствола и погрузочных путей, рельеф местности и др.) и при проектировании должен определяться технико-экономическим расчетом.

Для удовлетворения требований промышленности, экспорта и коммунально-бытовых нужд населения необходимо все возрастающее производство сортов угля, особенно крупных классов. На действующих шахтах большое количество мелочи образуется на поверхности в результате дробления угля при транспортировании и хранении. Поэтому при проектировании новых шахт и реконструкции действующих стремятся принимать такие технологические и конструктивные решения, кото-

рые позволили бы свести до минимума дополнительное измельчение угля. К ним в первую очередь относятся уменьшение числа перегрузок угля, снижение высоты его свободного падения при перегрузках, уменьшение числа и вместимости мест накопления угля (бункера и склады), отказ от оборудования, ведущего к большому переизмельчению угля (например, бульдозеры на складах).

Обогащение угля производится на индивидуальных обогатительных фабриках, расположенных непосредственно на поверхности определенной шахты, групповых фабриках, обслуживающих группу шахт и размещенных обычно на промплощадке одной из этих шахт, а также на центральных обогатительных фабриках, сооружаемых отдельно от шахт.

Удельный вес отдельных методов обогащения зависит от качества обогащаемого угля и требований потребителей. Общей тенденцией является рост объема угля, обогащаемого мокрыми методами, из которых предпочтение отдается отсадке и тяжелосредному обогащению (в минеральных суспензиях).

Преимущественное распространение имеет отсадка, доля которой в общем объеме обогащаемого угля составляет, например, в ФРГ 70%, в Великобритании 62%. Несмотря на повышенные эксплуатационные затраты, значителен удельный вес обогащения в тяжелых средах. Во Франции он равен 53%, ПНР — 36%, США — 32%, ФРГ — 23%.

Удельный вес малоэффективных методов обогащения — моечных желобов и пневматического — непрерывно сокращается, а в ряде стран эти методы вообще не применяются.

В последние годы считают целесообразным вести подготовку добытого угля к обогащению. Такая подготовка заключается в усреднении угля в сооружаемых между подъемной установкой и обогатительной фабрикой усреднительных бункерах или складах. Усреднение обеспечивает выравнивание колебаний качества рядового угля, поступающего в течение суток, равномерную загрузку обогатительных фабрик, а также способствует повышению эффективности использования обогатительного оборудования.

Актуальной проблемой является широкое внедрение автоматического регулирования процессов обогащения с централизованным контролем и управлением. Централизованное управление производственными процессами обогащения и оптимизации процессов возможно лишь на базе применения ЭВМ. Работы в этом направлении ведутся в Великобритании и ФРГ. Так, в Великобритании на обогатительной фабрике шахты «Родон» внедрена первая система управления подобного типа, оказавшаяся весьма надежной и улучшившей работу фабрики.

12.2. Генеральный план поверхности шахты

При проектировании генеральных планов поверхности шахт необходимо учитывать разнообразные факторы, влияющие на выбор наиболее целесообразной компоновки и схемы размещения зданий и сооружений на промышленной площадке.

Характер генерального плана определяется в основном технологической схемой на поверхности, видом транспорта, архитектурно-планировочными требованиями, условиями энергоснабжения, а также природными условиями местности.

Генеральные планы промышленной площадки угольной шахты должны создаваться с учетом рационального вскрытия месторождения и обеспечивать поточность технологического процесса и минимальные расстояния транспортирования угля до потребителя и породы до отвалов.

Основные требования и принципы компоновки поверхности: рациональное расположение шахтных стволов, надшахтных сооружений, подъемных устройств как по горным условиям, так и по условиям рельефа поверхности в соответствии с требованиями технологической схемы производственного процесса; комплексное решение внешнего и внутримплощадного транспорта;

максимальная блокировка зданий и сооружений по технологическому признаку в целях укрупнения и сокращения их числа на поверхности, конструктивное решение блоков в наиболее простых формах в плане и по высоте;

компактное размещение зданий, сооружений, инженерных сетей и дорог с учетом санитарных и противопожарных требований, устройство на промышленной площадке необходимых автопроездов и рабочих площадок, обеспечение подъезда к каждому объекту (блок, здание и сооружение на площадке) по дороге с твердым покрытием;

создание единого архитектурного ансамбля путем целесообразного размещения и взаимного сочетания участков промышленной площадки, предшахтной территории и прилегающих жилых промышленных районов;

возможность расширения отдельных зданий путем резервирования у блоков участков, не входящих в пределы проездов или в необходимые интервалы;

при невозможности оставления породы в шахте экономичное ее размещение на поверхности вне пределов промышленной площадки без устройства отвалов, использование пород для строительства дорог, планировки местности, устройства водохранилищ и изготовления строительных материалов;

размещение площадок для прудов шахтных вод и отвалов породы за пределами предприятий на непригодных для сельскохозяйственного использования землях, преимущественно на

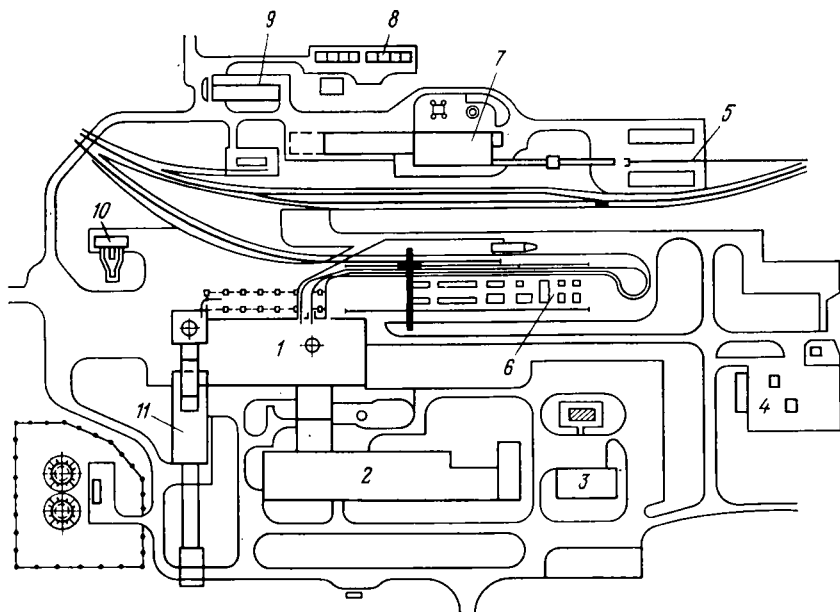


Рис. 12.2. Генеральный план поверхности шахты «Шахтерская-Глубокая» (СССР):

1 — блок главных стволов; 2 — административно-бытовой комбинат; 3 — столовая; 4 — энергоподстанция; 5 — склад угля для котельной; 6 — склад текущего расхода; 7 — блок энергетических установок (котельной и кондиционеров); 8 — градирия; 9 — компрессорная установка; 10 — вентиляционная установка; 11 — комплекс загрузки канатной дороги

отметках ниже населенных мест и промышленных предприятий, с соблюдением санитарно-защитной зоны, учетом направлений господствующих ветров и др.;

назначение расстояний от отвалов породы до зданий и сооружений не менее расчетной зоны сдвига отвала;

запрещение устройства отвалов на участках выходов пластов при мощности насосов менее 5 м, а также на подрабатываемых территориях, на которых возможны деформации поверхности земли (провалы, трещины и т. п.);

размещение складов угля, породопогрузочных пунктов и других объектов с интенсивным пылеобразованием на расстоянии не менее 100 м от воздухозаборных сооружений шахты с подветренной стороны;

размещение складов лесных материалов на расстоянии не менее 80 м от воздухоподающих стволов;

при отгрузке угля потребителям по железной дороге общего пользования обеспечение удобного примыкания подъездных путей к ближайшей железнодорожной станции или к ближайшему подъездному железнодорожному пути;

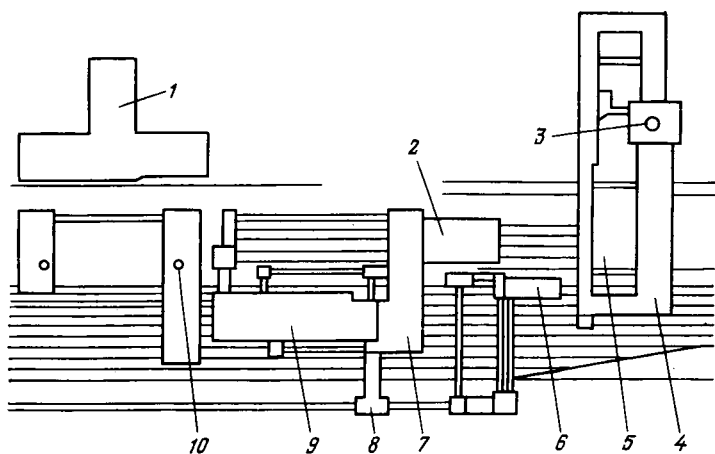


Рис. 12.3. План поверхности шахты «Бергмансглюк-Вестерхольт» (ФРГ):
 1 — здание подъемных машин; 2 — аккумулярующие бункера для рядового угля; 3, 10 — главные стволы; 4 — надшахтное здание; 5 — сортировка; 6 — аккумулярующие бункера для товарного угля; 7, 9 — секции обогатительной фабрики; 8 — пункт погрузки угля

устройство вблизи административно-бытовых зданий площадок для общественного и индивидуального транспорта;

прокладка инженерных сетей и коммуникаций, как правило, вдоль автопроездов параллельно основным зданиям, преимущественно в общих проходных тоннелях и каналах;

устройство закрытой ливневой канализации для отвода атмосферных вод с промышленных площадок.

Выбор площадок для размещения шахтных стволов и связанных с ними сооружений поверхности осуществляется на основе технико-экономического сравнения вариантов вскрытия месторождений с учетом транспорта, планировки, водоснабжения, канализации, тепло- и электроснабжения, условий освоения площадки и эксплуатации предприятия в составе промышленного узла.

На рис. 12.2 и 12.3 показаны соответственно генеральные планы поверхности шахт «Шахтерская-Глубокая» (СССР) и «Бергмансглюк-Вестерхольт» (ФРГ).

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Какие задачи решаются в результате вскрытия шахтного поля?
2. Какие выработки относятся к главным вскрывающим?
3. Назовите признаки, лежащие в основе классификации схем и способов вскрытия шахтного поля.
4. Какие применяют варианты взаимного расположения шахтных стволов?
5. Вычертите эскизы и расскажите о способах вскрытия шахтных полей вертикальными стволами при одnogоризонтной схеме.

6. Сделайте то же при многогоризонтной схеме.
7. Расскажите о схемах вскрытия поля шахты, отрабатывающей одиночный угольный пласт.
8. Каким образом вскрывают шахтное поле, включающее свиту крутых пластов?
9. Назовите факторы, влияющие на выбор места заложения штольни.
10. Вычертите эскизы и опишите способы вскрытия шахтных полей наклонными стволами.
11. Какие средства механизации применяют для проходки вертикальных стволов?
12. Назовите специальные способы проходки вертикальных шахтных стволов.
13. Как производят углубку шахтных стволов?
14. Расскажите о сущности комбинированного способа вскрытия.
15. Вычертите эскиз и опишите способ вскрытия главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами для свиты пологих пластов.
16. Опишите маневровые операции в круговом околоствольном дворе.
17. Перечислите камеры околоствольного двора и укажите их назначение.
18. Какие факторы влияют на выбор типа околоствольного двора?
19. Что входит в технологический комплекс поверхности шахты?

Раздел четвертый

ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

13. СХЕМЫ И СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

13.1. Общие положения

Подготовкой шахтного поля называют проведение подготовительных выработок после вскрытия шахтного поля, обеспечивающих условия для подготовки выемочных полей (столбов).

Подготовка шахтного поля характеризуется схемой и способом.

Схема подготовки — пространственное расположение системы основных подготовительных выработок в шахтном поле, при котором оно разделяется на части, обеспечивающие условия для подготовки выемочных полей.

Способом подготовки называют расположение подготовительных выработок в шахтном поле относительно пласта и его элементов и функционального назначения выработок.

На выбор схем и способов подготовки шахтных полей оказывают влияние горно-геологические и горнотехнические факторы. Из горно-геологических факторов наибольшее влияние оказывают угол падения и мощность пластов, нарушенность месторождения, газоносность и водообильность пластов, а из горнотехнических факторов — размеры шахтного поля по простиранию, способ проветривания, скорость проведения подготовительных выработок и заданный объем добычи.

13.2 Выработки, проводимые при подготовке шахтного поля

После того как вскрывающими выработками обеспечен доступ к полезному ископаемому, необходимо разделить вскрытое шахтное поле на более мелкие части, пригодные к отработке. Это разделение осуществляют путем проведения подготовительных выработок по заданным направлениям. По комплексу вскрывающих и подготовительных выработок транспортируется на поверхность добытый уголь, подается свежий и отводится загрязненный воздух.

К подготовительным выработкам, проводимым при подготовке шахтного поля, относят:

главные (магистральные, групповые, панельные, этажные) штреки;

капитальные или панельные бремсберги (уклоны) и ходки при них;

промежуточные квершлагги, гезенки и др.

Все подготовительные выработки, кроме капитальных бремсбергов и уклонов, периодически воспроизводятся по мере продвижения фронта очистных работ.

Подготовительные выработки могут проводиться по пласту или породе. Выработки, пройденные по пласту, называют пластовыми, по породе — полевыми.

Полевые выработки проводят в случае больших затруднений с поддержанием пластовых выработок, особенно выработок с продолжительным сроком службы (капитальные и панельные бремсберги, основные штреки), при групповой отработке пластов и разработке мощных пластов с углем, склонным к самовозгоранию.

Как пластовые, так и полевые выработки могут быть индивидуальными для каждого пласта или групповыми для нескольких пластов и использоваться для различных целей.

Основными факторами, влияющими на выбор проходческого оборудования при проведении той или иной подготовительной выработки, являются, помимо факторов экономического порядка, крепость и абразивность пород, угол наклона и площадь поперечного сечения выработки, вид транспорта и сроки проведения выработки.

При проведении основных выработок по углю, породам с коэффициентом крепости $f < 6$ и смешанным забоем широкое распространение имеют технологические схемы с использованием комбайнов избирательного действия. При буровзрывном способе проходки применяют бурильные установки в комплексе с погрузочными машинами.

При транспортировании горной массы из забоев подготовительных выработок предпочтение отдается ленточным конвейерам с различного рода перегружателями, выполняющими функции связующего звена между забойным оборудованием и ленточными конвейерами. Для доставки материалов и людей используют монорельсовые дороги.

Крепь выработок, как правило, рамная, анкерная или комбинированная. Возведение постоянной крепи максимально совмещают во времени с выполнением других процессов проходческого цикла.

13.3. Классификация схем и способов подготовки шахтных полей

В основу классификации схем и способов подготовки (табл. 13.1) шахтных полей пластовых месторождений положены три признака: один основной и два дополнительных.

Таблица 13.1

Схема подготовки	Способ подготовки	
Классификационные признаки		
Часть шахтного поля, полученная в результате его деления системой подготовительных выработок, и направление отработки ее относительно элементов залегания пласта	Число разрабатываемых пластов, обслуживаемых одной системой подготовительных выработок на откаточном горизонте	Расположение подготовительных выработок относительно пласта и его элементов
Погоризонтная	Индивидуальный	Пластовый Полевой Пластово-полевой
	Групповой	Полевой Пластово-полевой
Панельная	Индивидуальный	Пластовый Полевой Пластово-полевой
	Групповой	Полевой Пластово-полевой
Этажная	Индивидуальный	Пластовый Полевой Пластово-полевой
	Групповой	Полевой Пластово-полевой

Примечание. Классификация схем и способов подготовки шахтных полей составлена А. С. Бурчаковым и Ю. А. Жежелевским.

В качестве основного классификационного признака выбран признак, который выделяет любую схему подготовки из группы других. Таким отличием являются часть шахтного поля, полученная в результате его деления системой подготовительных выработок, и направление ее отработки относительно элементов залегания пласта. Основной признак предопределяет следующие схемы подготовки: погоризонтную, панельную и этажную.

Погоризонтной схемой подготовки называют пространственное расположение горных выработок, при котором шахтное поле делится по падению основными выработками на части, ограниченные по простирацию границами шахтного поля или блока и отрабатываемые лавами по падению или восстанию.

Под панельной схемой подготовки понимают пространственное расположение горных выработок, при котором

шахтное поле делится на части, ограниченные по падению и восстанию основными выработками, а по простиранию — условными границами соседних панелей, шахтного поля или блока и обрабатываемые отдельными ярусами, на самостоятельные центральные или фланговые наклонные выработки (бремсберги или уклоны).

Эта жной схемой подготовки называют пространственное расположение выработок, при котором шахтное поле делится по падению основными выработками на части, вытянутые и обрабатываемые по простиранию и ограниченные по простиранию границами шахтного поля или блока.

Все приведенные выше описания схем подготовки дают общее представление о планировке выработок безотносительно к пласту. Вместе с тем при одинаковой планировке (геометрии) выработок каждая из них может проводиться по пласту или породе, быть индивидуальной или групповой, использоваться для той или иной цели. Следовательно, описание подготовки будет полным, если помимо планировки горных работ будут указаны виды основных подготовительных выработок и выполняемые ими функции.

В связи с этим основной классификационный признак дополняется двумя дополнительными признаками, которые характеризуют способ подготовки пластов.

Первый признак — число разрабатываемых пластов, обслуживаемых одной системой подготовительных выработок на откаточном горизонте. По этому признаку способы подготовки разделяются на две группы: индивидуальный и групповой.

При индивидуальном способе подготовки проводят и поддерживают все выработки, необходимые для отработки одного пласта или отдельных его частей. Выработки могут проводиться как пластовыми, так и полевыми.

При групповом способе подготовки основные подготовительные выработки проводят общими для всех разрабатываемых пластов свиты или отдельной ее группы. При этом отпадает необходимость в поддержании подготовительных выработок (этажные штреки, капитальные или панельные бремсберги и уклоны) по всем пластам.

При группировании пластов на всю длину сохраняют лишь групповые штреки (рис. 13.1). Для передачи груза с других пластов и пропуска воздушной струи от группового штрека через определенное расстояние проводят промежуточные квершлагги или скаты. Задние квершлагги или скаты и отработанную часть штреков погашают.

Групповой способ подготовки позволяет сократить число и протяженность поддерживаемых выработок, повысить эффективность работы транспорта, уменьшить утечки воздуха и улучшить условия проветривания шахты.

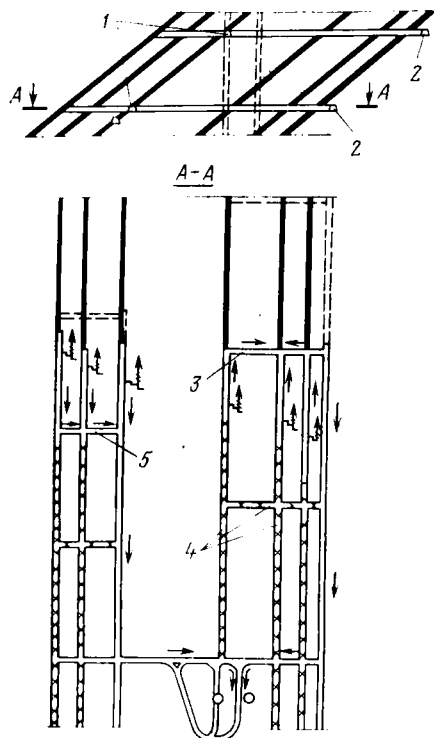


Рис. 13.1. Схема группирования пластов:

1 — групповые штреки; 2 — полевые штреки; 3 — передний квершлаг; 4 — погашаемые выработки; 5 — задний квершлаг

Групповые выработки при разработке двух — четырех пластов необходимо располагать, как правило, в лежащем боку группы пластов, проводя их по пласту или боковым породам. В тех случаях, когда целесообразна отработка на групповую выработку двух групп пластов, можно располагать эту выработку между группами, но при этом должна быть исключена возможность ее подработки.

Группирование сближенных пологих и наклонных пластов при помощи промежуточных гезенков или квершлагов должно применяться при расстоянии между пластами по нормали до 40 м. При большей величине междупластья вопрос о совместной отработке пластов должен решаться на основе технико-экономического расчета. Прежде всего определяют, будет ли общая длина выработок, соединяющих пласты с групповой выработкой, меньше, чем общая длина подготовительных выработок, если их проводить по каждому пласту.

Если она окажется меньше, то проверяют, не будут ли затраты на проведение и поддержание групповой и всех заменяющих выработок больше затрат на проведение и поддержание однотипных пластовых выработок при индивидуальной подготовке каждого пласта.

Кроме того, учитываются такие факторы, как: размер шахтного поля по простиранию; пропускная способность групповой выработки по транспорту (в обоих направлениях) и по условиям вентиляции; склонность угля пласта к самовозгоранию, опасность пласта в отношении горных ударов и внезапных выбросов (как правило, по таким пластам групповые выработки не проводят); возможность передвижения людей, доставки оборудования и материалов, водоотлива, энергоснабжения, ремонта и т. п.; опасность загазирования и пылеобразования;

надежность работы оборудования, устанавливаемого в групповой выработке;

взаимная подработка пластов и необходимость в оставлении целиков;

возможность быстрой изоляции пластов и перехода на их индивидуальную отработку и т. д.

Во всех случаях принятию решения о групповом способе подготовки и выборе определенной выработки в качестве групповой должен предшествовать тщательный анализ всех конкретных особенностей с выполнением необходимых расчетов.

Второй признак — расположение основных подготовительных выработок относительно пласта и его элементов. По этому признаку каждая группа способа подготовки разделяется на подгруппы: индивидуальный — пластовый, полевой, пластово-полевой; групповой — полевой, пластово-полевой.

При пластовом способе подготовки все основные подготовительные выработки проводят и поддерживают по каждому из разрабатываемых пластов полезного ископаемого. Основные его достоинства — простота технологии проведения выработок и планировки горных работ, меньший выход породы, чем при полевом и пластово-полевом способах; недостатки — значительные потери угля в целиках и затруднения с поддержанием выработок.

При полевом способе подготовки все основные подготовительные выработки проводят по пустым породам на некотором расстоянии от разрабатываемых пластов, периодически соединяя их с участковыми пластовыми выработками.

Полевой способ подготовки позволяет вести обособленную подготовку и отработку запасов в различных частях шахтного поля и на отдельных пластах, а также безопасную подготовку и отработку пластов с углем, склонным к самовозгоранию, опасных по внезапным выбросам угля и газа или по горным ударам. К недостаткам полевого способа подготовки относят: большой объем породы, выдаваемой из шахты, что обуславливает необходимость в увеличении пропускной способности вспомогательных стволов и сопряжено с повышенными затратами транспортирования и складирования породы; недостаточная до-разведка пластов при проведении основных подготовительных выработок; большая стоимость проведения единицы длины полевых выработок по сравнению с пластовыми того же сечения и назначения.

При пластово-полевом способе подготовки все подготовительные выработки проводят и поддерживают как по пласту полезного ископаемого, так и по пустым породам. Этот способ подготовки дает возможность сократить потери угля, упростить выбор способа охраны выработок и снизить затраты на их поддержание. Однако он характеризуется повышенным

выходом породы, увеличенными затратами на проведение выработок, а также более сложной технологией проведения выработок.

Погоризонтная, панельная и этажная схемы могут применяться в любом сочетании со способами подготовки, классифицируемыми по дополнительным признакам.

Различают подготовку шахтного поля и подготовку выемочного поля.

Подготовка выемочного поля при делении шахтного поля на панели заключается в проведении и оборудовании всех подготовительных выработок в ярусе, панели (при горизонтальном залегании пластов), включая проведение и оборудование ярусных штреков и разрезных печей.

Подготовка выемочного поля при делении шахтного поля на этажи включает работы по проведению и оборудованию всех подготовительных выработок в выемочном поле, начиная с участковых бремсбергов или уклонов и заканчивая разрезными печами.

В случае отработки пласта лавами, подвигаемыми по восстанию (падению), подготовка выемочного поля состоит в проведении и оборудовании необходимого числа наклонных выемочных выработок (бремсберги, уклоны, ходки) и разрезных печей.

Выемочное поле характеризуется определенной самостоятельной сетью горных выработок, используемых для транспортирования, проветривания и очистной выемки. Горные выработки, обслуживающие выемочные поля, называют участковыми.

13.4. Узлы сопряжений горизонтальных и наклонных выработок. Шахтный транспорт

Узлы сопряжений. Для транспортирования угля по участковым и магистральным выработкам шахт в основном применяют ленточные конвейеры и локомотивный транспорт, а также канатную откатку. Перемещение вспомогательных грузов и людей осуществляется с помощью рельсового транспорта, монорельсовых и канатных дорог, самоходных вагонов, грузолюдских конвейеров.

Структурная схема систем подземного транспорта угля в шахтах приведена на рис. 13.2.

Бесперебойная работа систем шахтного транспорта во многом зависит от узлов сопряжений горных выработок, где стыкуются отдельные звенья транспортной цепочки. В связи с этим узлы сопряжений должны удовлетворять следующим основным требованиям: полная механизация работ; возможность приема максимальных минутных грузопотоков, поступающих на сбор-

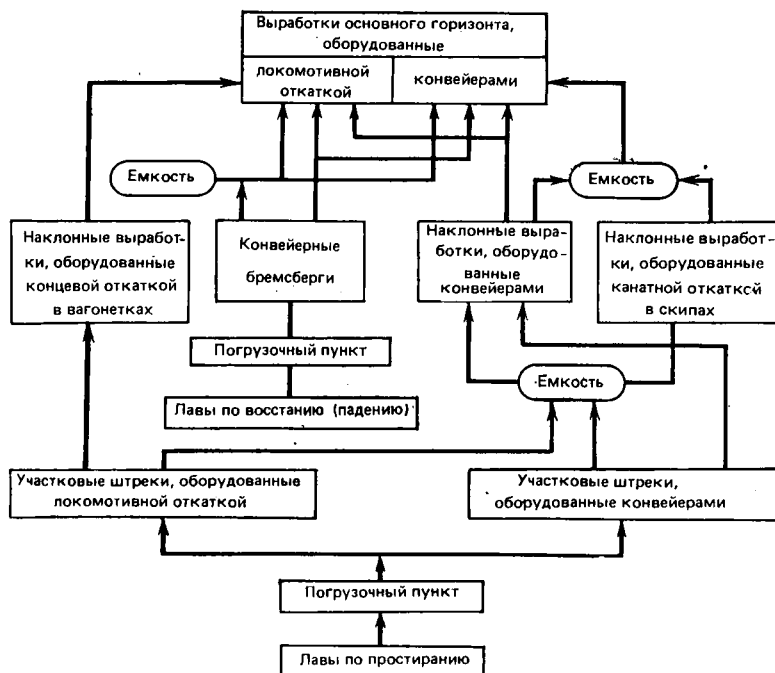


Рис. 13.2. Структурная схема систем транспорта угля в шахтах

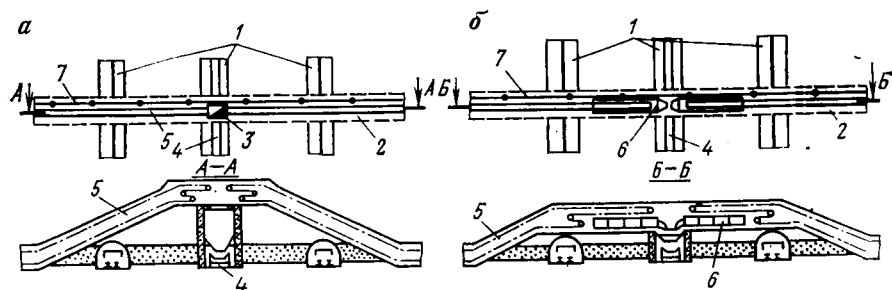


Рис. 13.3. Схемы узлов сопряжения горизонтальных и наклонных конвейерных выработок:

a — с применением бункера; *б* — с применением бункера-конвейера; 1 — наклонные выработки; 2 — горизонтальная выработка; 3 — бункер; 4, 5 — ленточные конвейеры; 6 — бункер-конвейер; 7 — монорельсовая дорога

ную конвейерную линию; обеспечение бесперебойной работы очистных забоев в периоды относительно кратковременных остановок сборных конвейеров или в периоды весьма малых по объему, но продолжительных по времени поступлений угля на сборный конвейер (при выполнении вспомогательных или ремонтных работ).

Конструкция узлов сопряжений горизонтальных и наклонных выработок в значительной степени определяется видом транспорта угля по горизонтальным и наклонным выработкам.

На угольных шахтах СССР наиболее распространены следующие схемы узлов сопряжений:

- уголь от лав транспортируется конвейерами по горизонтальным выработкам на сборную (обычно наклонную) конвейерную линию;

- уголь от лав транспортируется в вагонетках электровозами по горизонтальным выработкам на сборную (обычно наклонную) конвейерную линию;

- уголь по наклонной выработке транспортируется конвейерами на магистральный конвейер в главном откаточном штреке;

- уголь по наклонной выработке транспортируется конвейерами до главной откаточной выработки и далее электровозным транспортом.

Узлы сопряжений конвейерных линий, транспортирующих уголь от лав по штрекам, со сборными конвейерными линиями в наклонных выработках могут быть двух видов (в зависимости от возможности приема максимальных минутных грузопотоков): безбункерные и с бункерами. Если суммарный максимальный минутный грузопоток, поступающий из двух и более лав, не превышает приемной способности сборного конвейера, то применяют безбункерные узлы сопряжений. Если же суммарный минутный грузопоток из двух или более лав превышает приемную способность сборного конвейера, то устраивают горные бункера (рис. 13.3, а) или бункера-конвейеры (рис. 13.3, б). При невозможности использования бункеров сборная конвейерная линия должна оснащаться конвейерами с более высокой приемной способностью.

Бункера позволяют обеспечить бесперебойную работу лав в период кратковременных остановок конвейеров в наклонных выработках.

Вместимость бункеров для каждой лавы должна составлять не менее средней полчасовой ее добычи.

Во избежание простоев лав из-за отсутствия порожняка на погрузочном пункте в главном откаточном штреке, оборудованном электровозным транспортом, или из-за непродолжительных остановок магистральной конвейерной линии в главном штреке эти пункты также должны иметь аккумулирующие емкости в виде горных бункеров или бункеров-конвейеров (рис. 13.4).

Последние следует применять при разработке угольных пластов с углами падения до 6° .

Вместимость аккумулирующего бункера в узле сопряжения конвейерной линии выемочного участка с магистральной конвейерной линией в главном откаточном штреке принимают из расчета не менее средней получасовой добычи всех лав участка.

Длины порожняковой ($l_{\text{пор}}$) и грузовой ($l_{\text{гр}}$) ветвей погрузочного пункта с бункером-конвейером вместимостью, равной нормативной, должны обеспечивать размещение соответственно не менее 1,1 порожнего и груженого составов. Если вместимость бункера меньше нормативной, то размеры грузовой и порожняковой ветвей погрузочного пункта должны быть увеличены с учетом размещения дополнительных вагонеток.

Длина порожняковой ветви погрузочного пункта, у которого в качестве аккумулирующей емкости принят запас порожних вагонеток, должна обеспечивать одновременное размещение нормативного запаса вагонеток и одного обменного состава, перевозимого электровозом при каждом рейсе. Размеры грузовой ветви должны быть не менее длины порожняковой ветви.

Для выполнения погрузочных операций в узлах сопряжения следует применять либо автоматизированные погрузочные комплексы, либо дистанционно управляемые электрические или электрогидравлические толкатели с устройствами для предотвращения просыпания угля между вагонетками.

При загрузке угля непосредственно с конвейера в вагонетки производительность оборудования погрузочного пункта должна обеспечивать прием максимального минутного грузопотока, поступающего с конвейера. Толкатели должны обеспечивать передвижение наибольшего числа груженных и порожних вагонеток, которые могут одновременно находиться на погрузочном пункте.

Для обслуживания полустационарных конвейерных линий (монтаж и демонтаж конвейеров) в качестве вспомогательного транспорта следует применять:

- на ярусных конвейерных штреках — монорельсовые дороги с канатной тягой или с подвесным дизелевозом;

- на этажных штреках длиной более 1500 м — локомотивную откатку или монорельсовые дороги.

Доставку материалов и оборудования, необходимых для обслуживания конвейерных линий в наклонных выработках, следует производить с помощью монорельсовой дороги в конвейерной выработке или с помощью вспомогательных средств транспорта по параллельным вспомогательным наклонным выработкам.

В горизонтальных выработках участка, по которым осуществляется перевозка основного количества материалов и оборудования, для обслуживания очистных забоев следует применять

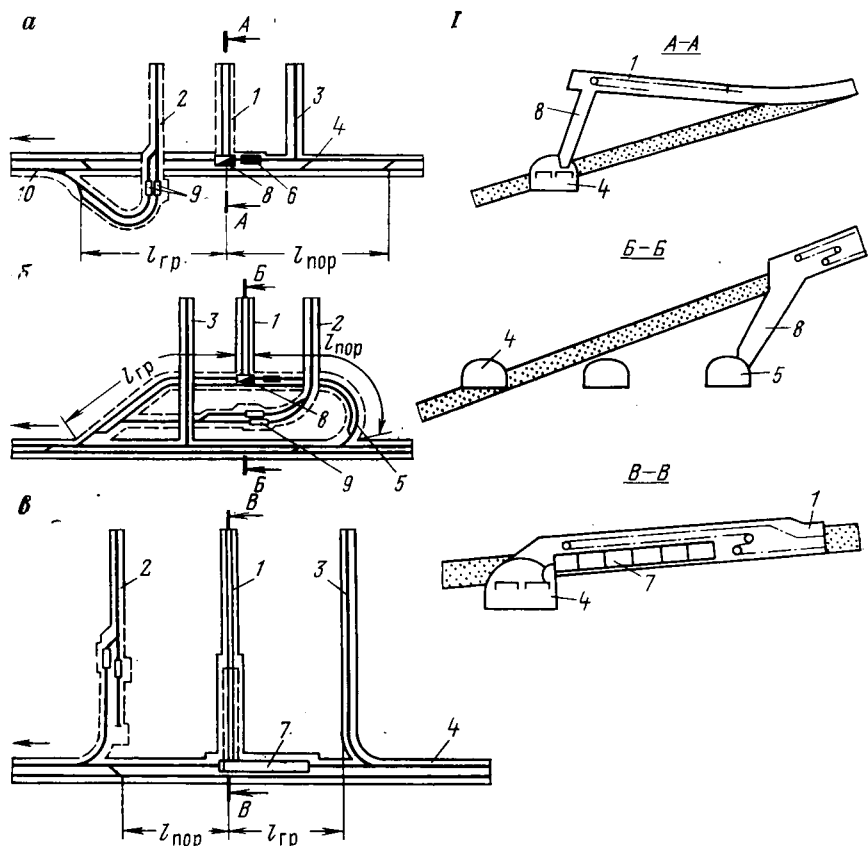


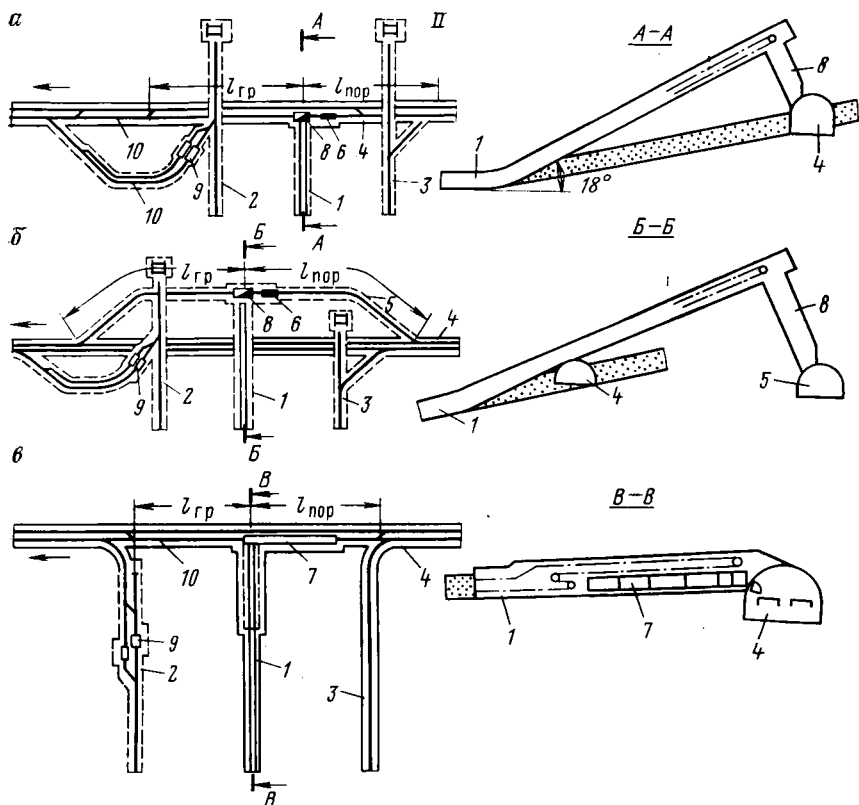
Рис. 13.4. Схемы узлов сопряжений бремсберга (I) и уклона (II) с главным откаточным штреком:

a — бункер над главным откаточным штреком; *б* — бункер над обходной выработкой; *в* — бункер-конвейер на главном штреке; 1 — конвейерный бремсберг (уклон); 2 — вспомогательный бремсберг (уклон); 3 — людской бремсберг (уклон); 4 — главный откаточный штрек; 5 — обходная выработка; 6 — автоматизированный погрузочный комплекс; 7 — бункер-конвейер; 8 — бункер; 9 — толкатели; 10 — рельсовый путь

грузолюдские монорельсовые дороги или электровозную откатку.

В узлах сопряжения вспомогательных наклонных выработок с горизонтальными оборудуются приемно-отправительные площадки. На рис. 13.5 изображена наиболее характерная для угольных шахт СССР схема приемно-отправительной площадки в месте сопряжения ярусного конвейерного штрека с наклонными выработками.

Характеристика шахтного транспорта. В угольных шахтах СССР преобладающий вид транспорта по главным горизонтальным выработкам — локомотивный. При этом используются



контактные или аккумуляторные электровозы, вагонетки с глухим кузовом или донной разгрузкой. Транспортирование угля по наклонным выработкам осуществляется в основном конвейерами с шириной ленты более 0,8 м. Близка к завершению конвейеризация транспорта угля по участковым горизонтальным выработкам. Для транспортирования материалов, оборудования и перевозки людей все большее применение находят канатные, монорельсовые и напочвенные дороги.

В Великобритании вид транспорта по магистральным выработкам выбирают в зависимости от грузопотока и длины транспортирования.

При сменном грузопотоке до 1000 т и большом расстоянии транспортирования по основным штрекам предпочтение отдают локомотивному транспорту, причем преимущественное распространение имеют дизелевозы, а также аккумуляторные электровозы. При больших грузопотоках и относительно небольшой длине магистральных выработок осуществляется полная конвейеризация транспортирования угля от очистных забоев до

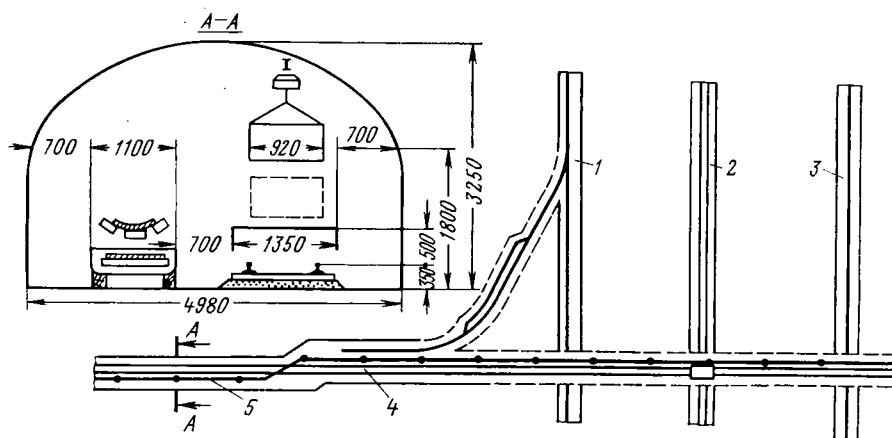


Рис. 13.5. Схема приемно-отправительной площадки на ярусном штреке:

1, 2, 3 — соответственно вспомогательный, конвейерный и людской бремсберги; 4 — конвейер; 5 — монорельсовая дорога

околоствольного двора, а при наличии наклонного ствола — и до поверхности шахты. В основном применяются ленточные и ленточно-канатные конвейеры с лентой шириной до 1,5 м.

В последние годы конвейерные линии все чаще оборудуются аккумулярующими емкостями в виде бункеров-конвейеров. Вместимость таких бункеров-конвейеров, устанавливаемых у очистного забоя, составляет 15—30 т, а в других местах конвейерных линий — 50—200 т. Бункера-конвейеры находят применение также в местах перегрузки угля с участковых конвейерных линий в транспортные сосуды при локомотивной откатке по магистральным выработкам.

В магистральных выработках угольных шахт США применяется как конвейерный, так и электровозный транспорт, причем в последние годы наблюдается постоянное повышение удельного веса конвейерного транспорта. В качестве магистральных используются конвейеры с лентой шириной более 1 м. Общая длина конвейерных линий достигает на некоторых шахтах 5—6 км.

Несмотря на рост конвейеризации шахт, преобладающим видом транспорта по магистральным выработкам все еще остается электровозный. Преимущественное распространение имеют контактные электровозы со сцепным весом до 500—750 кН и вагонетки грузоподъемностью 20—25 т.

Транспорт же угля в пределах выемочных участков и полей базируется на применении самоходных вагонеток на пневмоколесном ходу в сочетании с ленточными конвейерами. Такая специфика обусловлена принятой технологией угледобычи. Средства перевозки людей самые разнообразные: вагонетки на

рельсовом и пневмоколесном ходу, специальные ленточные конвейеры.

Одной из характерных особенностей схем подземного транспорта в угольных шахтах ФРГ является расположение транспортных выработок на нескольких горизонтах с передачей груза на основной горизонт по гезенкам и слепым стволам. На выемочных горизонтах для транспортирования угля от очистного забоя до гезенка или слепого ствола широко применяют ленточные и пластинчатые конвейеры (правда, доля последних все более сокращается), а также локомотивную откатку.

Большинство гезенков оборудовано спиральными спусками, которые одновременно выполняют роль вместительных (до 200—300 т угля) бункеров.

От гезенков или слепых стволов до главного ствола уголь транспортируется в основном в вагонетках с контактных и аккумуляторных электровозов сцепным весом до 180—200 кН, а также дизелевозов сцепным весом до 160 кН. При проектировании новых горизонтов предусматривается применение большегрузных вагонеток (до 6 и даже 10 м²). Наряду с этим все большее развитие получает конвейерный транспорт по магистральным выработкам, доля которого в последнее время превысила 60% всей транспортируемой горной массы.

Для стран с высокоразвитой угольной промышленностью можно выделить следующие основные направления совершенствования подземного транспорта:

- конвейеризация, обеспечивающая повышение пропускной способности транспортных систем, снижение трудоемкости и повышение безопасности работ;

- стремление к применению конвейерных систем с большой пропускной способностью при повышенной их надежности;

- перевод конвейерных линий на автоматическое управление; замена рельсовых средств доставки материалов, оборудования и доставки людей монорельсовыми и напочвенными дорогами, а также самоходными вагонетками на пневмоколесном ходу.

14. ПОГОРИЗОНТНАЯ СХЕМА ПОДГОТОВКИ

14.1. Сущность схемы

Сущность погоризонтной схемы подготовки шахтных полей заключается в том, что основными горизонтальными выработками шахтное поле делится на горизонты (ступени), которые отрабатываются лавами, подвигаемыми по падению или восстанию пласта. В каждой ступени от главного квершлага проводят по отдельным пластам главные транспортный и вентиляционный штреки. При прямом порядке отработки шахтного

поля, наиболее характерном для данной схемы подготовки, главные штреки удлиняются по мере отработки выемочных столбов до тех пор, пока не будет отработана вся ступень шахтного поля. Выемочные столбы подготавливают при помощи конвейерных бремсбергов (или уклонов) и вентиляционных ходков, непосредственно примыкающих к очистному забою и проводимых от главных штреков сверху вниз или снизу вверх в зависимости от газоносности разрабатываемого пласта.

Погоризонтная схема подготовки применяется практически во всех угольных бассейнах СССР при разработке пластов с углом падения до 10° .

В Великобритании погоризонтную схему подготовки стремятся использовать тогда, когда работа лав, подвигаемых по простиранию, затруднена из-за очень сложной гипсометрии пласта, совпадения направления кливажа пород кровли с линией очистного забоя, частных геологических нарушений, ориентированных по падению и ограничивающих длину выемочного поля, значительного притока воды. Однако область применения такой схемы подготовки ограничивается пластами с углом падения до 15° . Это объясняется эксплуатационными неудобствами при работе очистных комбайнов в забое с наклонной почвой, а также повышенной опасностью травмирования рабочих отжимаемыми из забоя кусками угля (при подвигании лав по восстанию).

Широко применяется погоризонтная схема подготовки на шахтах Саарского бассейна в ФРГ (шахты «Реден», «Луизенталь», «Энсдорф», «Варндт»). Ее выбор продиктован прежде всего горно-геологическими условиями, например характером геологических нарушений, притоком воды и др.

Во Франции (преимущественно на шахтах Лотарингского бассейна) на долю погоризонтной схемы подготовки приходится около 20% добываемого угля. Характерная ее особенность: подвигание лав по восстанию при управлении кровлей закладкой выработанного пространства (гидравлической или пневматической). Эта же особенность характерна для шахт в Верхнесилезском бассейне (ПНР).

Из горно-геологических факторов на эффективность погоризонтной схемы подготовки наибольшее влияние оказывают угол падения и мощность пласта, водообильность очистных выработок. Это объясняется спецификой эксплуатации механизированных комплексов в очистном забое, подвигаемом по падению или восстанию, а также средств транспортирования угля, материалов, людей и оборудования по наклонным выработкам, примыкающим к очистному забою.

По условиям работы существующих комплексов оборудования отработка пласта лавами по падению (восстанию) может быть эффективна при угле падения пластов до $10-12^{\circ}$. При

создании новых средств выемки угля в очистном забое схема погоризонтной подготовки может быть распространена на пласты с углами падения до 18° .

С увеличением мощности пласта существенно усиливаются проявления отжима угля в очистном забое. При мощности пласта более 2 м отжим угля проявляется постоянно. Отжим угля от забоя и вывалы породы из кровли (особенно при отработке пласта лавами по восстанию) повышают опасность работы в очистном забое, вызывают аварии забойных механизмов. В связи с этим возможность отработки пластов мощностью свыше 1,5—2 м лавами по восстанию должна подвергаться соответствующей оценке.

Приток воды в очистной забой осложняет работу лав, подвигаемых по падению. Вода, поступающая из выработанного пространства, скапливается в очистном забое, что приводит к размоканию почвы и потере ею прочности, снижает безопасность работ и отрицательно сказывается на производительности труда рабочих и их здоровье. Поэтому разработка пластов с водопритоком более $5 \text{ м}^3/\text{ч}$ лавами по падению, как правило, не рекомендуется.

Таким образом, область эффективного применения погоризонтной схемы подготовки ограничена следующими условиями: угол падения пласта не более 10° ; мощность пласта не более 1,5—2 м при подвигании лав по восстанию и любая при подвигании по падению; приток воды в очистной забой — любой при подвигании лав по восстанию и не более $5 \text{ м}^3/\text{ч}$ при подвигании по падению.

Погоризонтная схема подготовки позволяет:

- упростить подготовку шахтного поля и схему транспортирования угля в шахте;

- сократить протяженность и объем выработок по подготовке шахтного поля;

- обеспечить стабильность длины лавы, что благоприятно сказывается на использовании выемочных комплексов;

- уменьшить вероятность встречи нарушений, поскольку они преимущественно ориентированы по падению пластов, и повысить тем самым надежность работы лав;

- при подвигании лав по падению уменьшить поступление метана из выработанного пространства в призабойное, снизить интенсивность отжима угля;

- при подвигании лав по восстанию сократить приток воды в призабойное пространство;

- создать большую наклонную высоту ступени шахтного поля;

- обеспечить полную конвейеризацию транспортирования угля в пределах участка на пластах с любой гипсометрией;

- сократить одну транспортную ступень в связи с ликвидацией панельных наклонных выработок (бремсбергов и уклонов);

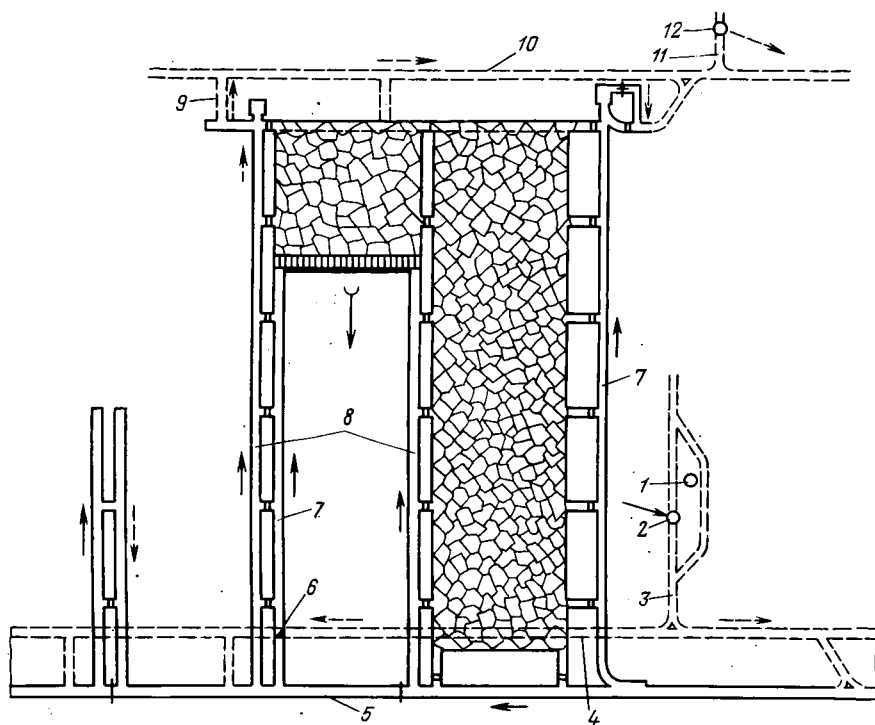


Рис. 14.1. Погоризонтная схема подготовки шахтного поля:

1, 2 — стволы; 3 — квершлаг; 4 — главный откаточный полевой штрек; 5 — откаточный пластовый штрек; 6 — бункер; 7, 8 — выемочные наклонные выработки (ходки и бремсберги); 9 — промежуточный квершлаг; 10 — главный вентиляционный полевой штрек; 11 — вентиляционный квершлаг; 12 — вентиляционный ствол

повысить устойчивость вентиляционных струй и уменьшить утечки воздуха.

Указанные достоинства особенно четко проявляются при широком применении высокопроизводительных средств механизации в очистных забоях и высоких нагрузках на лаву.

Недостатки погоризонтной схемы подготовки, кроме ограничения области применения по углу падения пластов (до 10°), связаны с дополнительными трудностями, обусловленными с необходимостью проведения длинных наклонных выработок.

14.2. Способы погоризонтной подготовки

Индивидуальный способ. Основные варианты погоризонтной схемы подготовки пластов: пластовый, полевой, пластово-полевой.

На рис. 14.1 приведен вариант погоризонтной схемы подготовки главными полевыми и пластовыми штреками (пластово-

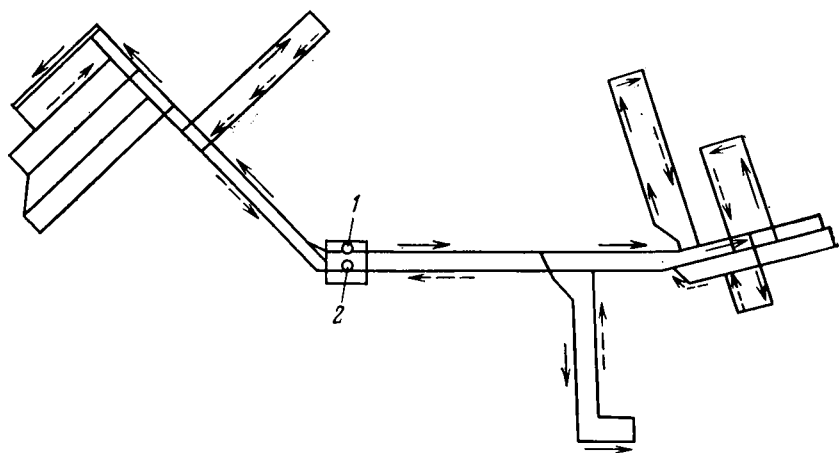


Рис. 14.2. Схема подготовки пласта Лоу Мэйн на шахте «Бентинк» (Великобритания):

1, 2 — соответственно воздухоподающий и воздухоотводящий стволы

полевой способ подготовки пластов). Подготовка пласта начинается с проведения главных штреков, один из которых полевой, а второй — пластовый.

Срок службы этих штреков равен времени отработки шахтного поля по простиранию. Главный полевой откаточный штрек предназначен для транспортирования добытого угля; по пластовому штреку доставляются в очистные забои необходимые материалы и оборудование. Штреки периодически сбиваются друг с другом промежуточными квершлагами. От пластового штрека проводят комплекс наклонных выработок (ходки и бремсберги). У верхней границы горизонта выработки соединяют разрезной печью, в которой монтируют очистное оборудование. Главный полевой вентиляционный штрек соединяют с наклонными выработками промежуточными квершлагами.

Подготовка уклонной части шахтного поля осуществляется проведением по нижней границе шахтного поля штреков для вентиляции, водоотлива и выполнения вспомогательных процессов. Штреки соединяются с углубленным вспомогательным стволом специально проведенным вентиляционным квершлагом.

Конвейерные бремсберги с главным полевым штреком соединяются бункерами.

На рис. 14.2 приведена схема подготовки пласта Лоу Мэйн на шахте «Бентинк» (Великобритания).

Отличительной особенностью варианта погоризонтной схемы подготовки, представленного на рис. 14.3, является то, что наклонные выработки, соединяющие главные откаточный и вентиляционный штреки, проведены по породе. Пластовые наклон-

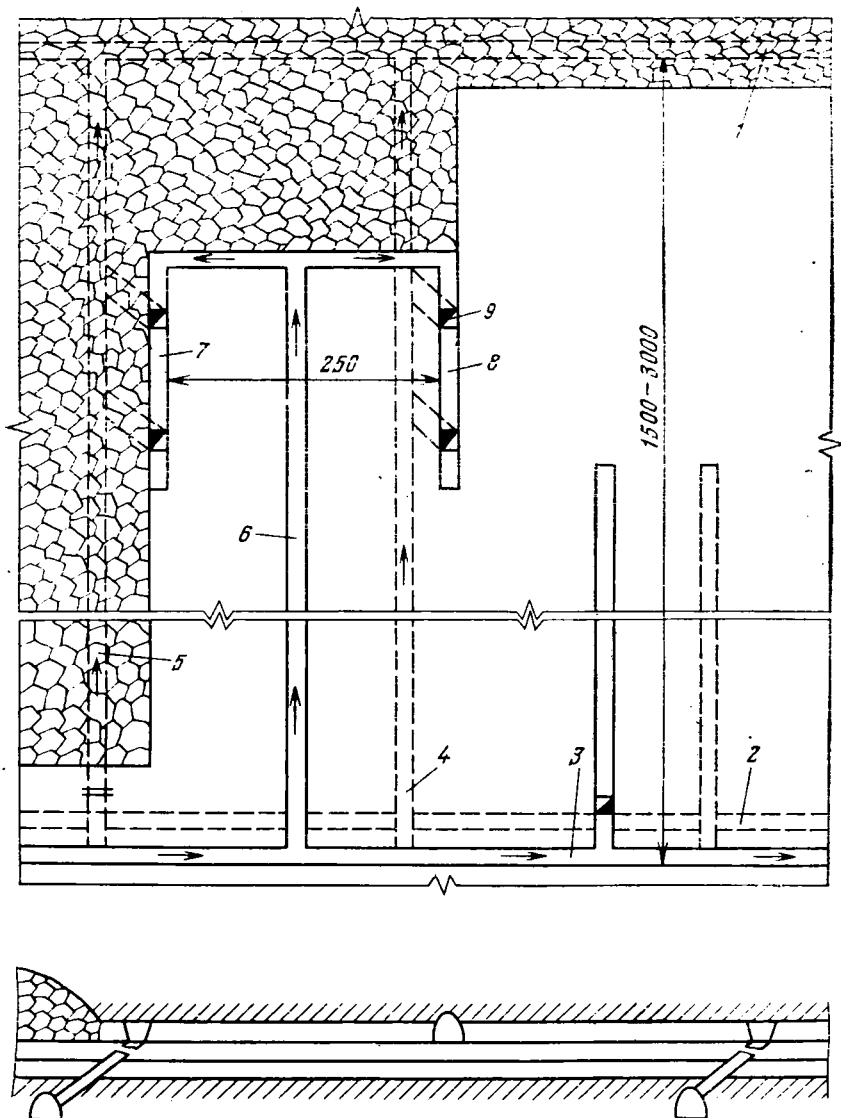


Рис. 14.3. Схема погоризонтной подготовки главными полевыми и пластовыми штреками и полевыми бремсбергами (СССР):

1 — главный полевой вентиляционный штрек; 2 — главный полевой конвейерный штрек; 3 — главный воздухоподающий штрек (пластовый); 4 — полевой конвейерный бремсберг; 5 — полевой вентиляционный бремсберг; 6 — воздухоподающий бремсберг; 7 — вентиляционный бремсберг; 8 — конвейерный бремсберг; 9 — гезенк

ные выработки проводят с некоторым опережением очистного забоя и периодически соединяют их с полевыми наклонными выработками при помощи наклонных промежуточных гезенков.

Характерная схема подземного транспорта при погоризонтной подготовке пласта средней мощности с оконтуриванием столбов парными выработками приведена на рис. 14.4.

Схемы планировки выработок при погоризонтной схеме подготовки шахтного поля достаточно многообразны. Они зависят в основном от направления подвигания очистного забоя в выемочных столбах и расположения отрабатываемой ступени в шахтном поле. Наиболее простая и надежная схема планировки в бремсберговых частях шахтного поля достигается при выемке пласта лавами по падению, а в уклонных частях — по восстанию. В этих условиях можно обеспечить выдачу угля из очистного забоя по примыкающей к нему наклонной выработке непосредственно на главный транспортный штрек. При подвигании лав по падению уголь транспортируется вниз по конвейерному бремсбергу, а при подвигании по восстанию — вверх по конвейерному уклону. Конвейерный бремсберг (уклон) поддерживается в массиве угля в течение всего времени отработки выемочного столба. В то же время с одной стороны вентиляционной выработки во всех случаях находится выработанное пространство и условия ее поддержания наименее благоприятны.

Групповой способ. Группирование пластов при погоризонтной схеме подготовки осуществляется, как правило, на основные выработки при помощи промежуточных гезенков и квершлагов (рис. 14.5). Гезенки используются только для передачи угля с верхнего пласта на групповую выработку по нижнему пласту, а квершлаг — для проветривания, вспомогательных операций и передвижения людей. Данный способ группирования обеспечивает независимое развитие горных работ по пластам, более эффективное использование выемочной техники, улучшение состояния выработок по пласту, отрабатываемому с отставанием, за счет проведения и поддержания их под или над выработанным пространством. Схема 1 отличается от схемы 3 подвешиванием исходящей струи воздуха на обоих пластах при промежуточном проветривании участков, а схема 2 от схемы 4 — подвешиванием исходящей струи воздуха на опережающем нижнем пласте.

Главные полевые откаточный и вентиляционный штреки проводят общими для двух пластов, соединяя их с пластовыми штреками промежуточными квершлагами, располагаемыми у наклонных выработок. Уголь, добытый из верхнего пласта, транспортируется по откаточному промежуточному квершлагу, на главный полевой штрек и далее к стволу. Воздух для проветривания подается в направлении, противоположном движению груза.

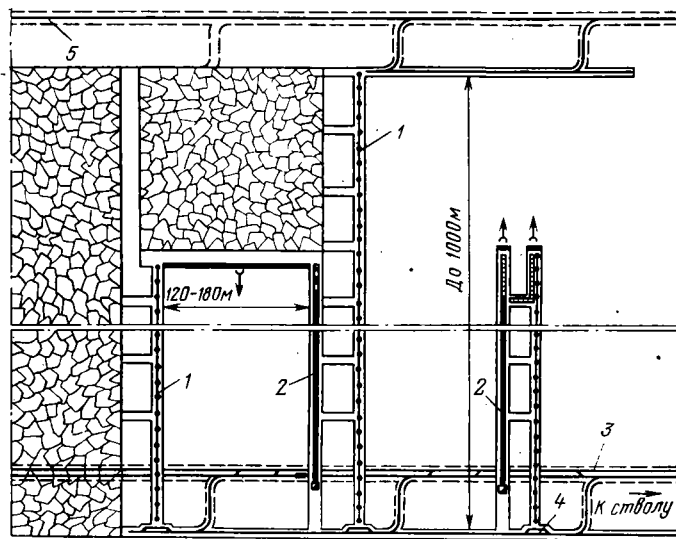


Рис. 14.4. Технологическая схема подземного транспорта при погоризонтной схеме подготовки пласта средней мощности с оконтуриванием столбов парными выработками:

1 — монорельсовые дороги; 2 — ленточные конвейеры; 3, 4, 5 — рельсовые пути соответственно в полевом откаточном, промежуточном пластовом и полевом вентиляционном штреках

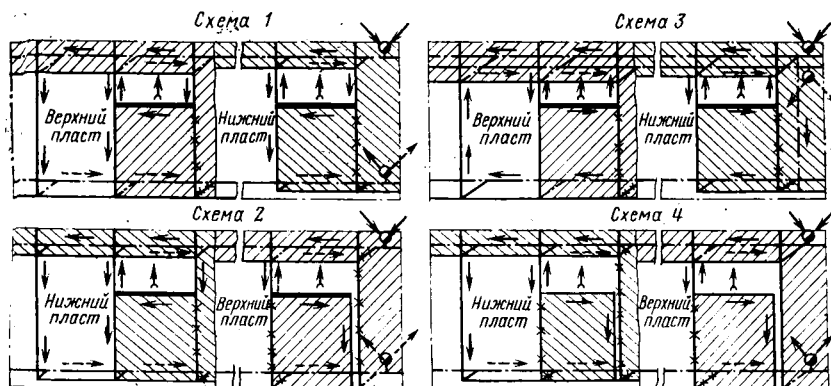


Рис. 14.5. Схема погоризонтной подготовки с групповым полевым штреком

При данном способе группирования отработка столбов в смежных пластах должна вестись со смещением очистных работ на расстояние не менее двух лав.

15. ПАНЕЛЬНАЯ СХЕМА ПОДГОТОВКИ

15.1. Сущность схемы

При рассмотрении отработки запасов шахтных полей частично освещались вопросы деления шахтного поля на панели. Сущность панельной схемы подготовки заключается в том, что на уровне околоствольного двора проводится главный откаточный штрек (рис. 15.1). Затем в пределах каждой панели проводят панельные бремсберги (уклоны) с ходками. Каждая панель отрабатывается частями по простиранию, называемыми ярусами. Проветривание очистных и подготовительных выработок в панелях осуществляется через центрально-сдвоенные стволы или через один ствол и шурфы, пройденные для каждой панели.

На практике в СССР применяются в основном двухкрылые панели. Порядок отработки ярусов в панели, как правило, обратный, порядок отработки панели в бремсберговой части шахтного поля преимущественно прямой, в уклонном — обратный. Число очистных забоев, действующих в панели, как правило, два-три. Схема проветривания выемочных участков — прямо-точная и возвратноточная, с подсвежением и без подсвежения исходящей из очистного забоя струи.

К вариантам панельной схемы подготовки относят также схемы с проведением промежуточных ходков на флангах. В каждой из этих схем возможны применение возвратного или прямо-точного проветривания и подготовка очередных ярусов выработками, проводимыми вприсечку к выработанному пространству или повторно используемыми.

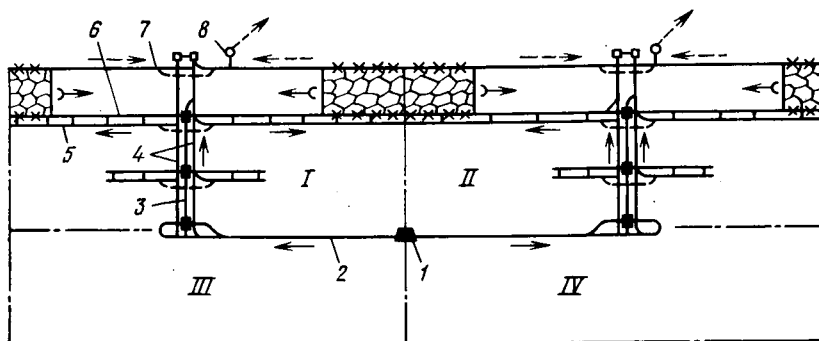


Рис. 15.1. Панельная схема подготовки шахтного поля:

I—IV — панели; 1 — квершлаг; 2 — главный откаточный штрек; 3 — панельный бремсберг; 4 — ходки; 5 — параллельный штрек; 6 — конвейерный ярусный штрек; 7 — вентиляционный ярусный штрек; 8 — шурф

Длина панели по падению составляет 1000—1500 м, а двукрылой панели по простиранию — 2500—3000 м. Высота яруса колеблется от 90—100 до 250—300 м, преобладает высота 150—200 м.

Панельная схема подготовки шахтных полей в СССР, как правило, применяется при разработке горизонтальных пластов и пластов с углами падения до 25° и позволяет при полной конвейеризации шахты и других благоприятных условиях создать очень крупные по мощности предприятия.

Значительное распространение получила панельная схема подготовки полей на шахтах Восточного Мидленда (Великобритания). При залегании пластов, близком к горизонтальному, панели ориентируются в самых различных направлениях. В отдельных случаях при мощности пластов более 1,2 м выработки, подготавливающие панели, проводят без подрывки боковых пород. В зависимости от горно-геологических условий и применяемых средств транспорта угля длину главных панельных выработок принимают равной 2—4 км.

В США практически все шахтные поля, разрабатывающие горизонтальные и пологие пласты, подготовлены по панельной схеме. Как правило, панели подготавливаются выработками, проводимыми без подрывки боковых пород. Площадь поперечного сечения таких выработок невелика, в связи с чем при необходимости подачи большого количества воздуха для проветривания число подобных выработок может быть значительным.

Достоинства панельной схемы подготовки:

- возможность создания крупных по мощности шахт за счет одновременной работы в нескольких панелях и обеспечения благоприятных условий для применения наиболее эффективного конвейерного транспорта;

- использование откаточных выработок одного горизонта для подготовки и отработки значительных по объему запасов;

- сравнительно малый объем постоянно поддерживаемых выработок;

- большая нагрузка на отдельный пласт и панель, способствующая высокой концентрации горных работ.

Недостатки панельной схемы подготовки:

- ограничение области применения пологими и наклонными пластами;

- сложность в обеспечении надежного проветривания имеющих большие размеры бремсберговых и особенно уклонных полей, в которых насчитывается несколько одновременно действующих подготовительных и очистных забоев;

- трудности с эксплуатацией длинных наклонных выработок.

15.2. Панельная схема при индивидуальной подготовке пластов

Основные варианты панельной схемы при индивидуальной подготовке пластов: пластовый и пластово-полевой.

На рис. 15.2 изображен вариант панельной схемы при пластовой подготовке пластов. От капитального квершлага проводят в обе стороны по каждому пласту главные штреки, а от них — панельные бремсберги (уклоны). Ширина целиков между панельным бремсбергом (уклоном) и ходком в СССР принимается не менее 30 м, между участковым бремсбергом (уклоном) и ходком — не менее 20 м, между панельным бремсбергом или ходком и разрезной печью — не менее 40 м, между участковым бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью — не менее 20 м. Отвод исходящей струи осуществляется через вентиляционные стволы на каждом пласте или через капитальный вентиляционный квершлаг и центральный вентиляционный ствол. При небольшой глубине проветривание каждой панели возможно также через самостоятельные шурфы.

Проветривание уклонных панелей осуществляется через центрально-сдвоенные стволы. В этом случае на каждом пласте необходимо иметь помимо главного откаточного штрека параллельный ему главный вентиляционный штрек. Если он не был проведен одновременно с откаточным штреком, то его проводят во второй период отработки шахтного поля — период развития очистных работ в его уклонной части.

На рис. 15.3 приведена применяемая на шахтах СССР технологическая схема подземного транспорта в пределах бремсберговой панели при отработке тонких пологих пластов. Наиболее совершенными являются схемы с транспортированием угля конвейерами от очистного забоя до горизонта околоствольного двора. Под лавой устанавливают телескопический конвейер либо надвижной перегружатель.

При горизонтальном залегании пластов подготовка поля осуществляется, как правило, только панелями (рис. 15.4). Направления для главных штреков выбирают в зависимости от конфигурации шахтного поля из расчета рационального разделения его на панели. Главные штреки в крыльях шахтного поля можно располагать под некоторым углом друг к другу. От главных штреков чаще посередине панели проводят панельные штреки. Ширина панели 2500—3000 м. Длину выемочных столбов, обрабатываемых механизированными комплексами, принимают равной 800—1000 м, а при благоприятных условиях до 1500 м.

Проветривание очистных и подготовительных выработок в панелях осуществляется через центрально-сдвоенные стволы или через один ствол и шурфы, пройденные для каждой панели.

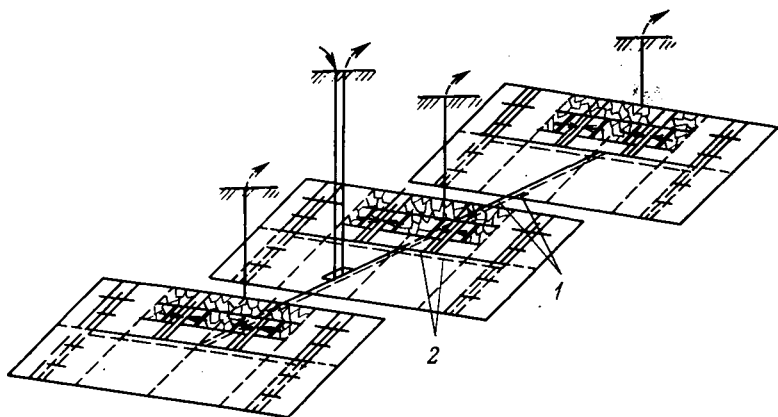


Рис. 15.2. Панельная схема при пластовой подготовке пластов:
1 — капитальные квершлагги; 2 — главные штреки

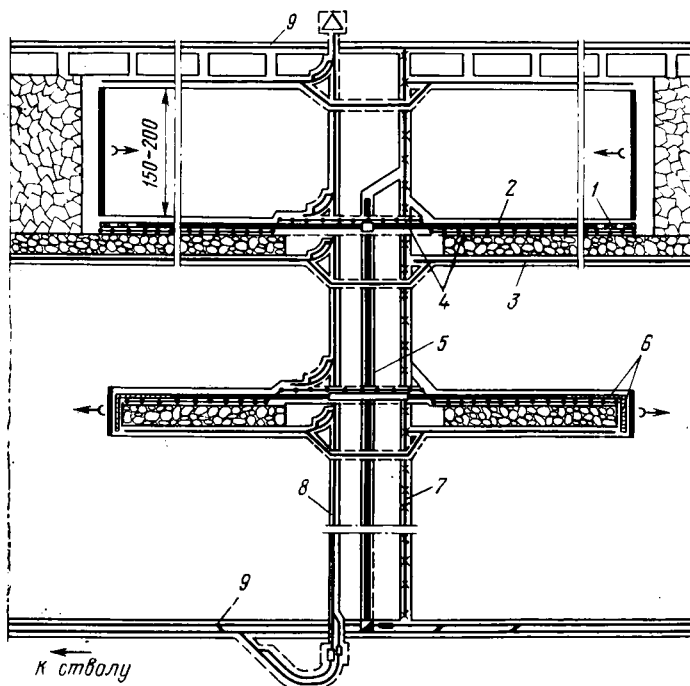


Рис. 15.3. Технологическая схема подземного транспорта в бремсберговой панели при отработке тонких пологих пластов (СССР):

1 — перегружатель; 2 — ленточный конвейер в ярусном штреке; 3 — рельсовые пути в вентиляционном ярусном штреке; 4 — монорельсовые дороги в ярусном конвейерном штреке; 5 — ленточный конвейер в бремсберге; 6 — скребковые конвейеры; 7 — моноканатная кресельная дорога в людском бремсберге; 8 — рельсовые пути во вспомогательном бремсберге; 9 — рельсовые пути в главных штреках

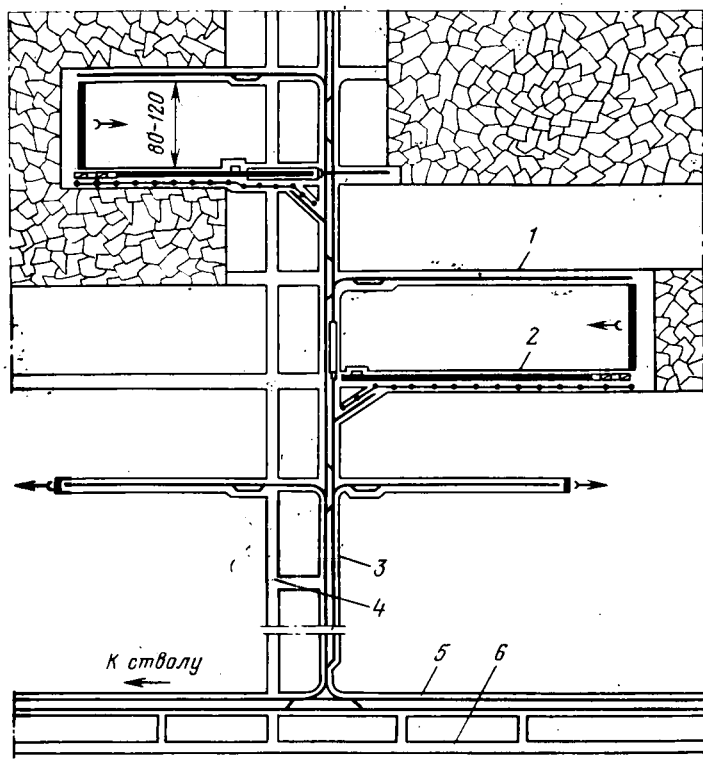


Рис. 15.4. Панельная схема подготовки при отработке горизонтального пласта:

1, 2 — соответственно вентиляционный и конвейерный бортовые штреки; 3, 4 — соответственно откаточный и вентиляционный панельные штреки; 5, 6 — соответственно откаточный и вентиляционный главные штреки

При небольшой глубине залегания и благоприятных гидрогеологических условиях (отсутствие плинунгов) предпочтение отдается второму способу, при котором отсутствуют утечки воздуха между выработками и при небольшой депрессии обеспечивается эффективное проветривание.

Транспортирование угля по выемочным штрекам осуществляется конвейерами (см. рис. 15.4). По панельным и главным штрекам, которые проводятся по заданному профилю, уголь транспортируется в вагонетках электровозами или ленточными конвейерами. Транспортирование вспомогательных материалов и оборудования осуществляется по рельсовым путям, укладываемым в вентиляционных бортовых выработках, или монорельсовыми дорогами с дизелевозом.

В США подготовка шахтных полей на горизонтальных и пологих пластах ведется только по панельной схеме (рис. 15.5).

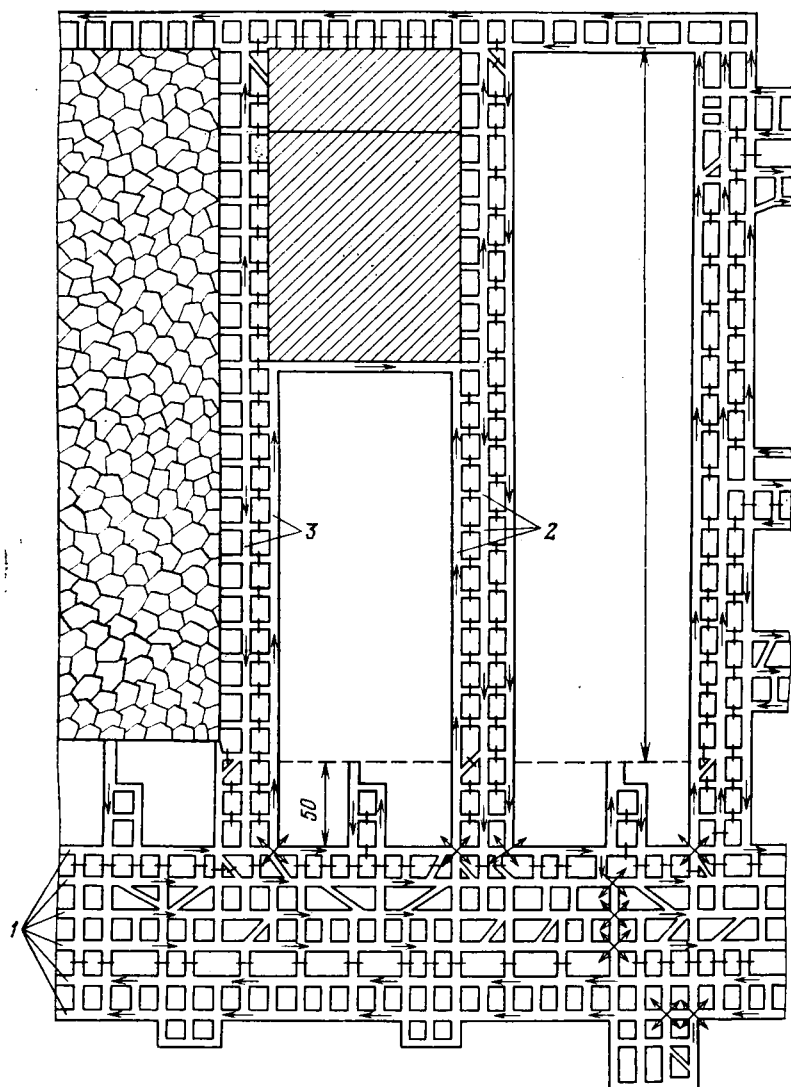


Рис. 15.5. Панельная схема подготовки (США):

1 — панельные штреки; 2 — бортовые конвейерные штреки; 3 — бортовые вентиляционные штреки

Панельные штреки чаще всего проводятся группами из пяти — восьми выработок. От панельных штреков проводятся бортовые выемочные штреки, которые оконтуривают выемочные столбы. Отработка столбов ведется в обратном порядке. Между остановленным очистным забоем и панельным штреком оставляют целик шириной 50 м и более. Общая длина отрабатываемых панелей составляет 1000 м и более.

Все выработки в пределах панели проводятся группами только по пласту. Выработки имеют прямоугольную форму поперечного сечения, их ширина 4,8—7,2 м, а высота соответствует мощности пласта.

Расстояние между соседними выработками в группе обычно равно 12—18 м. Выработки в группе через каждые 6—12 м соединяются сбойками.

Каждая группа выемочных выработок включает обычно три штрека. Первый (бортовой) штрек служит для транспорта угля, второй (средний) предназначен для доставки оборудования и материалов, а третий — для проветривания при отработке следующего столба. При проведении сдвоенных штреков один из них конвейерный, а другой — вентиляционный. Первый штрек погашается следом за продвижением очистного забоя, а второй поддерживается и используется при отработке следующего столба.

Первая проводимая на границе столба печь является разрезной; в ней монтируется забойное оборудование. Остальные фланговые печи, параллельные разрезной печи, поддерживаются и служат для проветривания.

В середине каждого выемочного столба из панельных штреков проводят также две-три выработки длиной, равной ширине панельного целика. Они предназначены для выдачи из очистного забоя демонтируемого оборудования после отработки выемочного столба.

Выемочные столбы отрабатываются в обратном порядке. Правда, в последнее время в США начал практиковаться комбинированный порядок отработки, когда один выемочный столб отрабатывается в обратном порядке, а соседний — в прямом. Подобный порядок обеспечивает меньшее расстояние транспортирования очистного оборудования при его демонтаже.

Панельная схема подготовки применяется, в частности, на одной из крупнейших в США каменноугольной шахте «Бейли». Она спроектирована с расчетом преимущественного использования систем разработки с длинными очистными забоями. Все вспомогательные вскрывающие и подготовительные выработки проводятся только по пласту. Каждая панель включает примерно 10 столбов длиной по 2700 м. Длина лав 250 м.

Принятая на шахтах США подготовка выемочных полей к

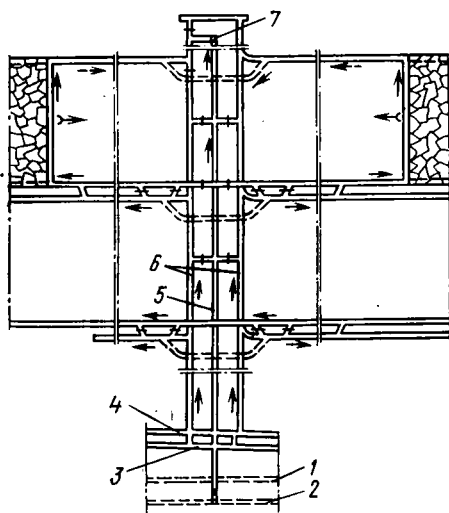


Рис. 15.6. Панельная схема при пластово-полевой подготовке:

1, 2 — соответственно вентиляционный и откаточный главные полевые штреки; 3, 4 — соответственно откаточный и вентиляционный пластовые штреки; 5 — панельный тормоз-берг; 6 — ходки; 7 — шурф

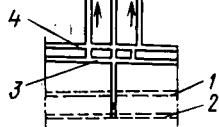
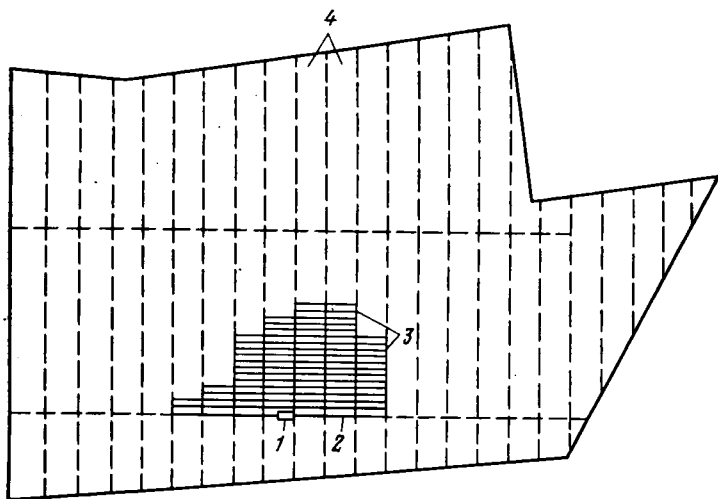


Рис. 15.7. Схема подготовки поля шахты «Эстония» (СССР):

1 — околостовольный двор; 2 — главный штрек; 3 — панельные штреки; 4 — панели



отработке пластов длинными очистными забоями обладает следующими достоинствами:

большая ширина бортовых выемочных штреков позволяет выносить приводы забойных конвейеров (при выемке угля комбайнами) и струговых установок (при выемке угля стругами) из лав на штрек и дает возможность отказаться от устройства машинных ниш в очистном забое;

выемочные штреки, охраняемые целиками и проводимые без подрывки боковых пород, обладают хорошей устойчивостью, в связи с чем они крепятся только анкерами или индивидуальными стойками;

наличие нескольких параллельных выработок и большая их ширина обеспечивают хорошее проветривание и облегчают транспортирование оборудования, материалов и людей.

При этом следует отметить, что применение при проведении выработок мощного оборудования, предназначенного для выемки угля короткими забоями, позволяет достигнуть примерно такой же производительности труда, что и в длинных забоях, оснащенных комплексами с передвижной механизированной крепью.

Все более широкое распространение получает панельная схема с пластово-полевой подготовкой пласта, которая обеспечивает компактность горных работ и позволяет добиться полной конвейеризации транспорта угля в пределах шахтного поля. При этом варианте подготовки (рис. 15.6) обычно проводят от стволов шахты в обе стороны главные полевые штреки — откаточный и вентиляционный.

Последний проводят иногда только при переходе горных работ в уклонную часть шахтного поля.

При отработке бремсберговых панелей свежий воздух для проветривания выработок подается по центральному стволу; отработанный же воздух отводится или по шурфам в каждой панели, или по общему вентиляционному стволу, располагаемому у верхней границы шахтного поля (в этом случае проводится общий пластовый либо полевой вентиляционный штрек). Уклонные панели проветриваются обычно через центрально-сдвоенные стволы.

Панельная схема подготовки применяется также при разработке месторождений горючих сланцев. Один из ее вариантов, используемый на шахте «Эстония» (СССР), приведен на рис. 15.7. Главные штреки делят шахтное поле на две части. Размер части поля по восстанию примерно в 5 раз больше, чем по падению.

Главные штреки проводят строенными выработками, две из которых являются транспортными и одна — вентиляционной.

Панельными штреками, которые проводят перпендикулярно к главным, шахтное поле делится на панели. Панельные штреки тоже проводятся строенными выработками.

Транспортирование полезного ископаемого от очистных забоев до поверхности осуществляется ленточными конвейерами, а доставка материалов, оборудования и людей, а также транспортирование горной массы из проходческих забоев — контактными электровозами сцепным весом 140 кН в вагонетках вместимостью 3 м³.

15.3. Панельная схема при групповой подготовке пластов

При панельной схеме подготовки пласты могут группироваться на горизонтах ярусных штреков или главных штреков.

При групповой отработке двух пластов главные откаточный и вентиляционный штреки (полевые или пластовые) проводят только по одному из них.

При группировании на горизонте ярусных штреков (рис. 15.8) на одном пласте (обычно на нижнем) в каждой панели проводят групповой панельный бремсберг, который соединяют с другим пластом откаточными и вентиляционными ярусными квершлагами. От ярусных квершлагов на верхнем пласте проводят в обе стороны откаточные и вентиляционные ярусные штреки.

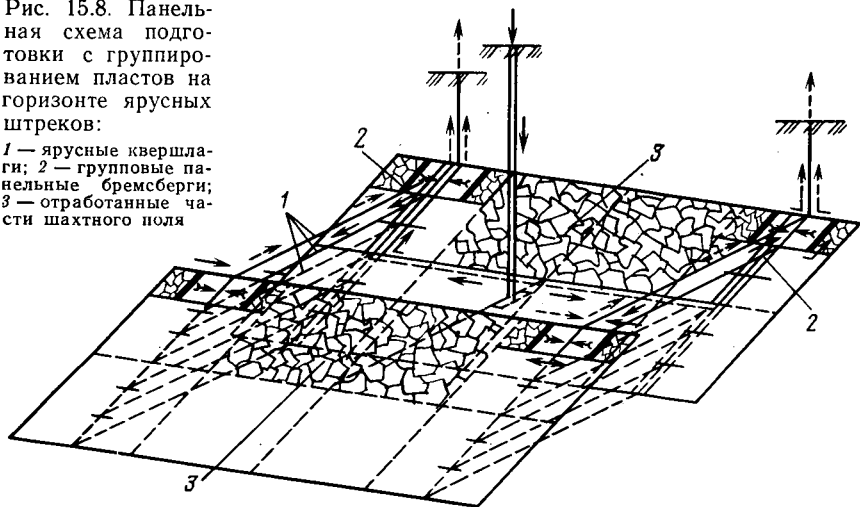
Характерной особенностью технологической схемы транспорта при панельной схеме подготовки с группированием двух сближенных пологих пластов (рис. 15.9) является то, что транспортирование угля из очистных забоев обоих пластов осуществляется одним сборным конвейером, установленным в бремсберге по нижнему пласту. Подача угля с верхнего пласта осуществляется через гезенк, который одновременно является аккумулялирующей емкостью.

Группирование на горизонте ярусных штреков применяется при неустойчивых боковых породах и расстоянии между пластами по горизонтали, не превышающем 50—100 м.

При группировании на горизонте главного откаточного штрека (рис. 15.10) у каждого панельного бремсберга проводят про-

Рис. 15.8. Панельная схема подготовки с группированием пластов на горизонте ярусных штреков:

1 — ярусные квершлага; 2 — групповые панельные бремсберги; 3 — отработанные части шахтного поля



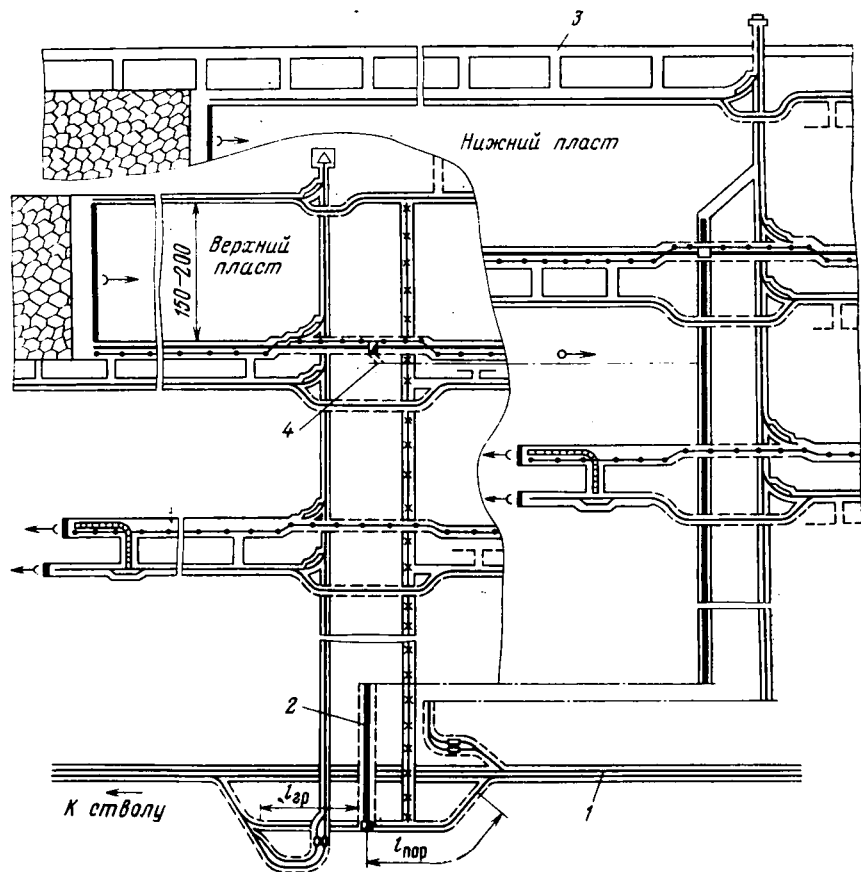


Рис. 15.9. Технологическая схема подземного транспорта при панельной схеме подготовки с группированием двух сближенных пологих пластов:

1 — главный штрек по нижнему пласту; 2 — групповой тормосберг по нижнему пласту; 3 — главный вентиляционный штрек; 4 — углеспускной гезенк

межуточные квершлагги. Панельные тормосберги и уклоны проводят по каждому пласту.

Группирование на горизонте главного откаточного штрека целесообразно при значительном расстоянии между пластами или при недостаточной пропускной способности одного группового тормосберга по углю и воздуху.

Панельная схема подготовки с группированием на горизонте полевого откаточного штрека применена на шахте «Заполярная» ПО «Воркутауголь» (СССР). Шахта разрабатывает пласты Тройной и Четвертый с углами падения $12-15^\circ$ и мощностью соответственно 2,5—3,9 и 1,35—1,65 м. Пласты опасны по вне-

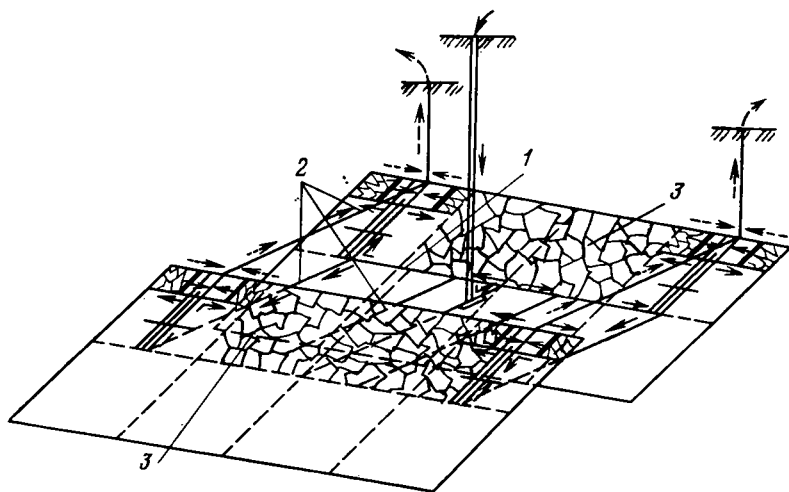


Рис. 15.10. Панельная схема подготовки пластов с группированием на горизонте главного откаточного штрека:

1 — главный откаточный штрек; 2 — промежуточные квершлаг; 3 — отработанные части шахтного поля

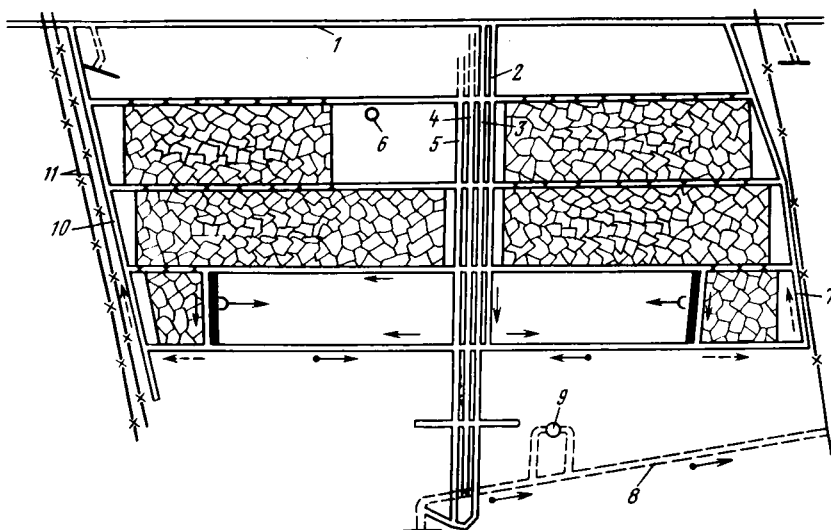


Рис. 15.11. Панельная схема подготовки с группированием пластов на горизонте полевого откаточного штрека на шахте «Заполярная» (СССР):

1 — откаточный штрек 2-го горизонта; 2, 3, 4, 5 — соответственно вентиляционный, людской, конвейерный и рельсовые бремсберги № 23-ю; 6 — вентиляционный ствол № 2; 7 — вентиляционная сбойка; 8 — полевой откаточный штрек 3-го горизонта; 9 — вентиляционный ствол № 1; 10 — рельсовый бремсберг № 43-ю; 11 — линии геологического нарушения

запным выбросам угля и газа. Относительная газообильность достигает $58 \text{ м}^3/\text{т}$.

Особенности подготовки шахтного поля рассмотрим на примере панели № 23 по пласту Четвертому (рис. 15.11). Панель двухкрылая, длиной по простиранию 2400 м. Наклонные выработки (конвейерный, рельсовый, людской и вентиляционный бремсберги) пройдены посередине панели и охраняются целиками шириной 25—50 м.

Схемой подготовки предусмотрены последовательная отработка ярусов по падению в нисходящем порядке и обратный порядок отработки каждого яруса наклонной высотой 160 м при одновременной работе двух ярусов в панели.

Свежий воздух с откаточного штрека 2-го горизонта подается в панель по трем выработкам из четырех (кроме конвейерного бремсберга), затем по штрекам в очистные забои. На выходе из забоев исходящая струя подсвеживается воздухом, подаваемым из вентиляционного ствола № 1 по полевому откаточному штреку. Исходящая струя отводится по наклонным выработкам, расположенным на флангах панели.

Уголь из очистных забоев транспортируется по ярусным конвейерным штрекам и бремсбергу, оборудованным ленточными конвейерами, по гезенку, полевому штреку и откаточному квершлагу 3-го горизонта к стволу.

16. ЭТАЖНАЯ СХЕМА ПОДГОТОВКИ

16.1. Сущность схемы

Отличительной особенностью этажной схемы подготовки является деление шахтного поля на этажи, вертикальная высота которых одинакова по всему простиранию пласта в шахтном поле. Разные по времени отработки этажи могут иметь различную вертикальную высоту.

В зависимости от мощности и газоносности пластов, склонности угля к самовозгоранию, устойчивости вмещающих пород, опасности в отношении горных ударов, геологической нарушенности, а также от производственной мощности шахты и других факторов вертикальная высота этажа принимается не менее 100—120 м.

При этажной схеме подготовки (рис. 16.1) от околоствольного двора или места пересечения пласта капитальным квершлагом проводят главный откаточный штрек (пластовый или полевой) обычно на длину до 150 м, а из него в середине шахтного поля — капитальный бремсберг с одним-двумя ходками для доставки грузов и передвижения людей.

От капитального бремсберга в обе стороны проводят этажные откаточные и вентиляционные штреки с просеками (парал-

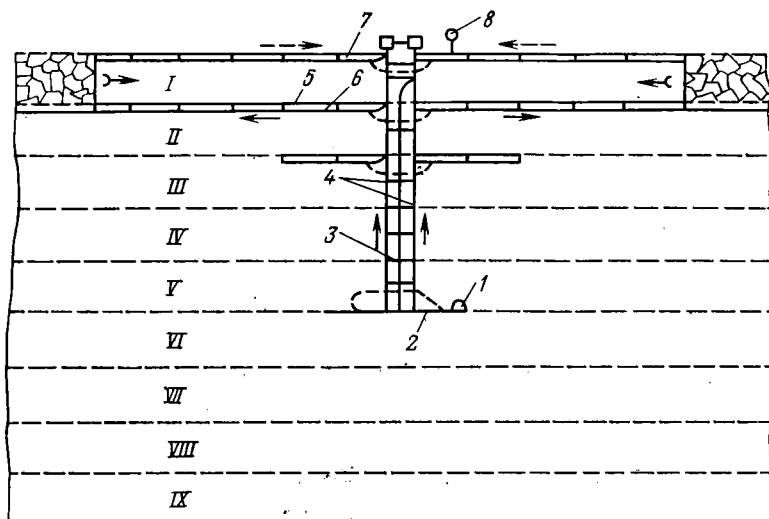


Рис. 16.1. Схема этажной подготовки:

I—IX — этажи; 1 — капитальный квершлаг; 2 — главный откаточный штрек; 3 — капитальный бремсберг; 4 — ходки; 5, 7 — соответственно этажные откаточный и вентиляционный штреки; 6 — параллельный штрек (просек); 8 — шурф

лельными штреками), которые сбивают разрезными печами на расстоянии не менее 40 м от ходков (при прямом порядке отработки) или у границ этажа (при обратном порядке).

После отработки запасов в первом этаже ведут очистную выемку во втором.

При отработке запасов последнего этажа в бремсберговой части шахтного поля приступают к подготовке этажей в его уклонной части. С этой целью на наклонную высоту этажа проводят капитальный уклон и два ходка, остальные подготовительные выработки проводятся по уже описанной схеме.

Свежий воздух в лаву подается по ходкам, откаточному этажному штреку, отработанный отводится по вентиляционному штреку к шурфу.

Этажная схема подготовки является преобладающей во многих странах (ФРГ, Великобритания, Франция и др.).

В СССР также нет практически ни одного крупного бассейна или месторождения, на шахтах которых не применялась бы этажная схема подготовки шахтных полей в той или иной модификации. При этом она в основном используется при разработке пластов с углами падения более 25° . В некоторых случаях она находит применение на пологих пластах: при вскрытии шахтных полей наклонными стволами, пройденными по пласту; при вскрытии вертикальными стволами полей, имеющих небольшие размеры по простиранию; при разработке сильногазоносных пластов.

Достоинства этажной схемы подготовки: простота проветривания; небольшой объем подготовительных выработок; возможность быстрого ввода шахты в эксплуатацию.

Недостатки — отсутствие возможности для широкого развития фронта очистных работ, необходимость в проведении этажных откаточных штреков на всю длину шахтного поля и поддержании их в течение всего периода отработки этажа.

16.2. Этажная схема при индивидуальной подготовке пластов

Основные варианты этажной схемы при индивидуальной подготовке пластов — пластовый и пластово-полевой.

На рис. 16.2 изображен вариант этажной схемы при пластовой подготовке. По каждому из пластов у вскрывающего капитального квершлага проводят капитальные бремсберги и уклоны и уже от них — этажные штреки. Каждое крыло этажа отрабатывается одной лавой, в связи с чем такой вариант называют лава-этаж.

Бремсберговую часть шахтного поля можно проветривать через самостоятельные шурфы на каждом пласте. При переходе в уклонную часть шахтного поля проветривание осуществляется через центрально-сдвоенные стволы. Для этого параллельно капитальному откаточному квершлагу проводят вентиляционный квершлаг, по которому исходящая струя воздуха направляется к воздухоотводящему стволу.

Другая разновидность этажной схемы при индивидуальной подготовке пластов — вариант с разделением этажа на подэтажи. В этом случае этаж делят на двухсторонние (рис. 16.3) или односторонние выемочные поля, отрабатываемые на участковые бремсберги.

От места пересечения пласта с этажными откаточным и вентиляционным квершлагами проводят этажные откаточный и вентиляционный штреки с просеками на длину этажа или на той его части, которую предполагается отрабатывать в первую очередь. Из этажных штреков проводят в середине выемочных полей участковые бремсберги с ходками, а от них — подэтажные штреки с просеками. Очистные работы ведутся с двух сторон в направлении к участковому бремсбергу. Путь воздушной струи при проветривании нижнего подэтажа: этажный откаточный квершлаг — этажный откаточный штрек — лава — подэтажный вентиляционный штрек — участковый бремсберг — этажный вентиляционный штрек — этажный вентиляционный квершлаг. Путь воздушной струи при проветривании верхнего подэтажа: этажный откаточный квершлаг — этажный откаточный штрек — участковый ходок — подэтажный откаточный штрек — лава — этажный вентиляционный штрек — этажный вентиляционный квершлаг.

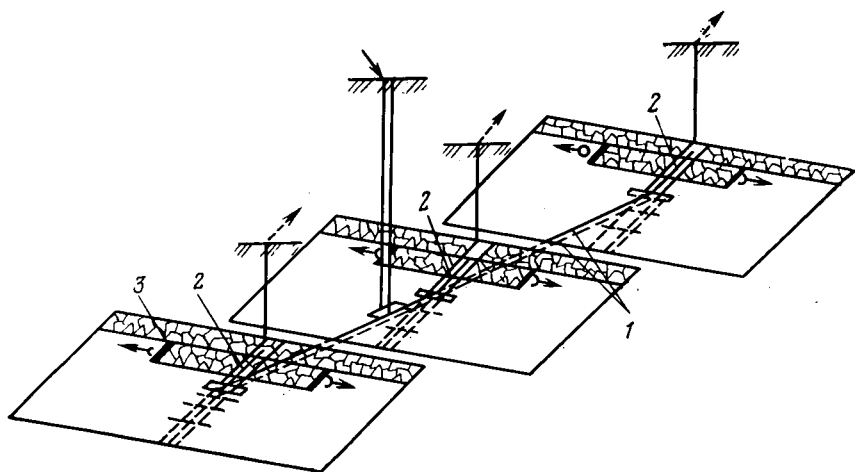


Рис. 16.2. Этажная схема при пластовой подготовке:

1 — капитальные квершлагги; 2 — тормосбегги; 3 — лава

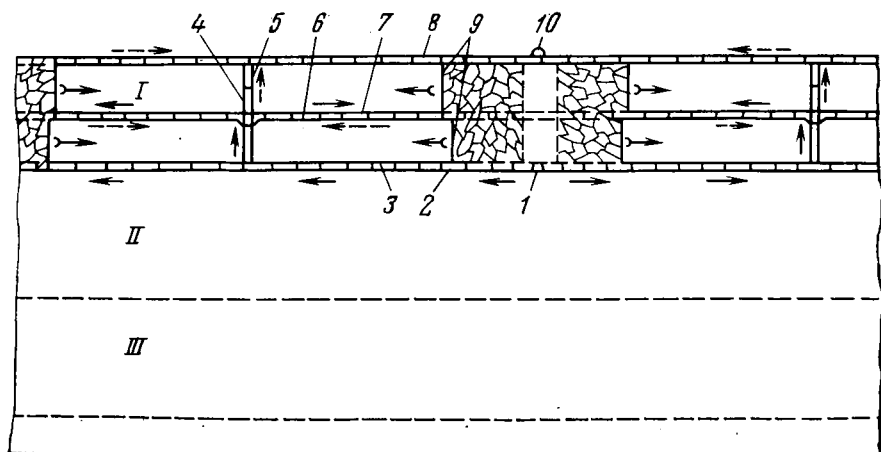


Рис. 16.3. Этажная схема с разделением этажа на подэтажи при пластовой подготовке:

I—III — этажи; 1, 10 — соответственно этажные откаточный и вентиляционный квершлагги; 2, 8 — соответственно этажные откаточный и вентиляционный штреки; 3 — просек; 4 — ходок; 5 — участковый тормосберг; 6, 7 — соответственно подэтажные вентиляционный и откаточный штреки; 9 — лавы

При этажной схеме подготовки с разделением этажа на подэтажи в технологической схеме транспорта появляются дополнительные звенья (подэтажный откаточный штрек и участковый бремсберг), необходимые для передачи угля из лавы верхнего подэтажа на этажный откаточный штрек.

На рис. 16.4 приведена технологическая схема транспорта при этажной схеме подготовки с разделением этажа на подэтажи, применяемая в СССР при разработке крутых пластов. Уголь из очистного забоя верхнего подэтажа конвейерами доставляется к углеспускной печи и далее поступает на конвейер в нижнем штреке. Доставка вспомогательных материалов и оборудования осуществляется по горизонтальным выработкам монорельсовыми дорогами, а по вентиляционной печи — лебедкой либо специальным подъемником.

На рис. 16.5 представлен применяемый в СССР вариант этажной схемы с разделением этажа на подэтажи при пластово-полевой подготовке. Пласт вскрывается с этажных полевых штреков промежуточными квершлагами, которые проводятся через 800—1200 м. По пласту проводят подэтажные конвейерный и вентиляционный штреки, а также участковый конвейерный бремсберг и ходок. Вначале подготавливается первая лава верхнего подэтажа. После пуска ее в работу сразу же приступают к подготовке второй лавы нижнего подэтажа. Данная схема рекомендуется для отработки пластов мощностью 0,9—3,5 м с углами падения 10—35°, залегающих на глубине до 600 м.

16.3. Этажная схема при групповой подготовке пластов

На рис. 16.6 изображен вариант этажной схемы подготовки с группированием пластов на горизонте этажных штреков. При групповой разработке двух пластов капитальный бремсберг целесообразно проводить только по нижнему пласту. Второй пласт в каждом этаже вскрывается промежуточными квершлагами (откаточным и вентиляционным), располагаемыми у бремсберга. Уголь, добытый из верхнего пласта, транспортируется по квершлагоу на штрек нижнего пласта и по капитальному бремсбергу вместе с углем нижнего пласта доставляется на горизонт околоствольного двора и далее к стволу.

Воздух для проветривания подается в направлении, противоположном движению груза. Путь его движения: откаточные выработки — очистные забои — вентиляционный штрек по верхнему пласту — вентиляционный промежуточный квершлаг — вентиляционный штрек по нижнему пласту — шурф.

При небольшом расстоянии между пластами откаточный и вентиляционный этажные штреки можно поддерживать только

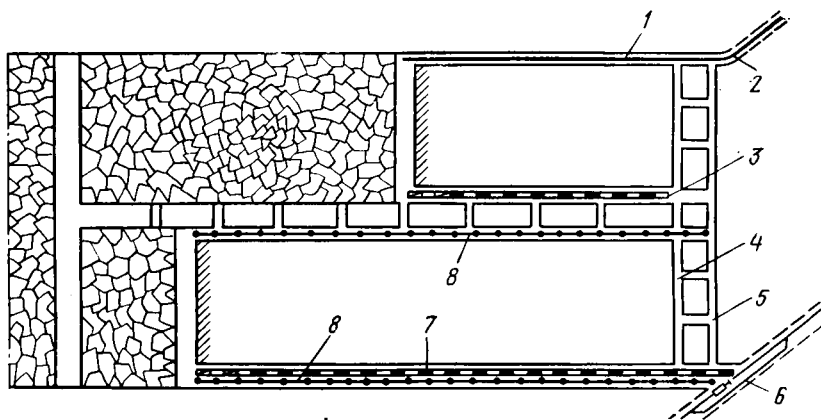


Рис. 16.4. Технологическая схема подземного транспорта при этажной схеме подготовки с разделением этажа на подэтажи на крутых пластах (СССР):

1 — рельсовый путь в этажном вентиляционном штреке; 2 — вентиляционный квершлаг; 3 — конвейер в подэтажном штреке; 4, 5 — соответственно углеспускная и вентиляционная печи; 6 — рельсовый путь в откаточном квершлаге; 7 — конвейер в этажном штреке; 8 — монорельсовые дороги

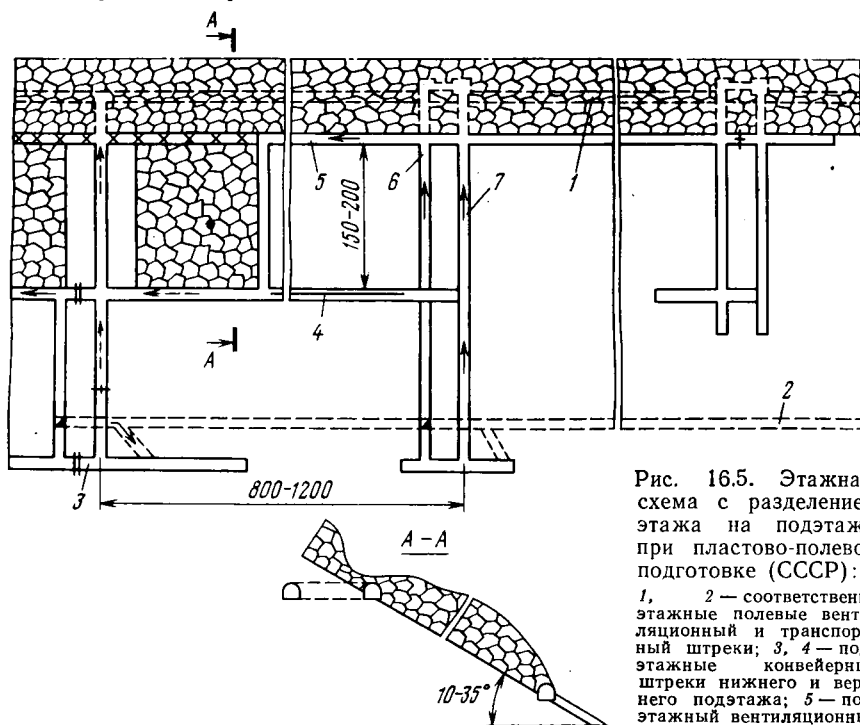


Рис. 16.5. Этажная
схема с разделением
этажа на подэтажи
при пластово-полевой
подготовке (СССР):

1, 2 — соответственно этажные полевые вентиляционный и транспортный штреки; 3, 4 — подэтажные конвейерные штреки нижнего и верхнего подэтажа; 5 — подэтажный вентиляционный штрек; 6 — участковый конвейерный бремсберг; 7 — участковый холост

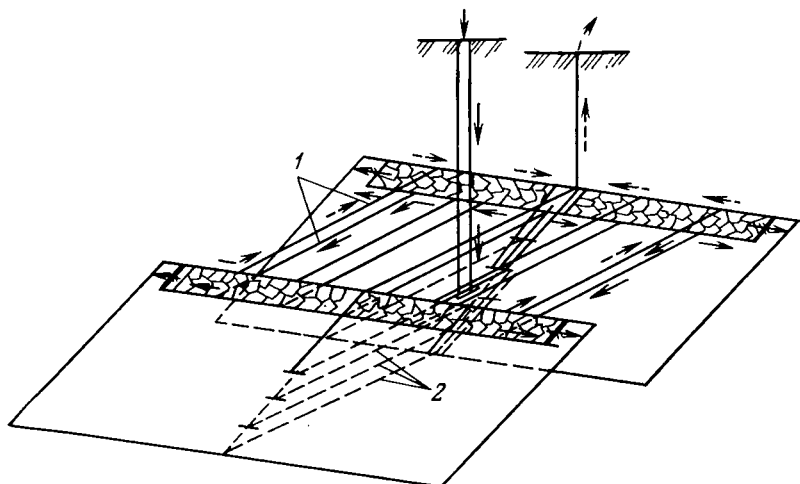


Рис. 16.6. Этажная схема подготовки с группированием пластов на горизонте этажных штрёков:

1 — промежуточные квершлагги; 2 — этажные квершлагги

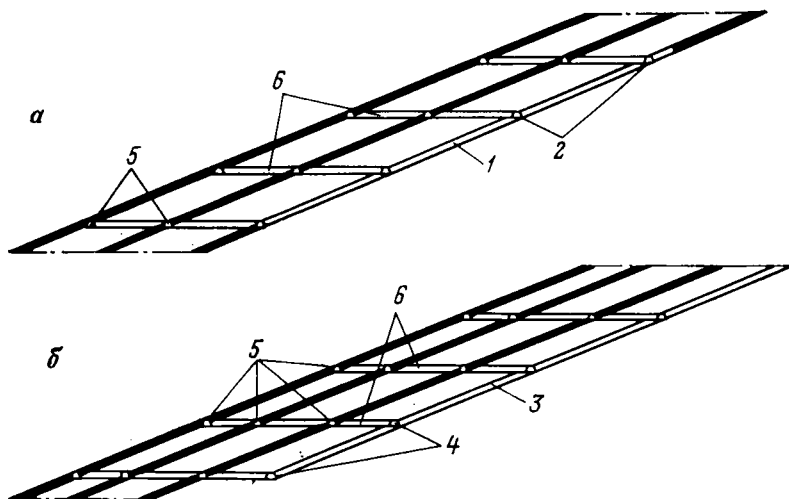


Рис. 16.7. Этажная схема подготовки с группированием на пластовые (а) и полевые (б) бремсберги:

1 — групповой пластовый бремсберг; 2 — групповые пластовые штрёки; 3 — групповой полевой бремсберг; 4 — групповые полевые штрёки; 5 — пластовые штрёки; 6 — промежуточные квершлагги

на одном пласте, периодически соединяя пласты промежуточными квершлагами вблизи очистных забоев и погашая штреки на другом пласте (см. рис. 16.6).

Этажная схема подготовки с группированием на пластовые (рис. 16.7, а) и полевые (рис. 16.7, б) бремсберги (уклоны) предусматривает проведение по нижнему пласту (или породе) группового бремсберга (уклона), на который по групповым (пластовым или полевым) штрекам и промежуточным квершлагам передается весь добываемый на обоих пластах уголь. Групповые бремсберги (уклоны) должны иметь достаточное сечение для пропуска воздуха в очистные забои обслуживаемых пластов. Это обстоятельство лимитирует число одновременно разрабатываемых пластов через групповой бремсберг или уклон.

При разработке свиты крутых пластов применяют два варианта этажной подготовки. По первому варианту на каждом горизонте все пласты вскрывают одним квершлагом, от которого в обе стороны проводят штреки и затем начинают вести очистные работы (рис. 16.8). На каждом пласте располагают только два очистных забоя, по одному в каждом крыле. Пласты разрабатывают как раздельно, так и совместно. Этот вариант широко применяется при разработке свиты тонких пластов. Описанный вариант подготовки характеризуется ограниченным числом очистных забоев, их значительной пространственной разбросанностью и большим числом участковых квершлагов.

По второму варианту свита пластов делится на двухсторонние участки, которые подготавливаются самостоятельными промежуточными квершлагами (рис. 16.9). Разработка каждого пласта в пределах выемочного поля ведется в двух направлениях. Таким образом, при подготовке одного и того же месторождения по второму варианту можно иметь в 2 раза больше очистных забоев, чем при подготовке по первому варианту.

Если же в каждом крыле шахты будет не по одному, а по два рабочих выемочных поля, то число забоев, а следовательно, и линия очистных забоев увеличится еще больше. Расчетная длина линии очистных забоев обеспечивается в 2 раза меньшим по сравнению с первым вариантом числом включенных в работу пластов. В результате этого на каждый момент отработки требуется иметь в 2 раза меньший объем выработок (промежуточных квершлагов), проводимых по породе.

Двухсторонняя отработка выемочных полей позволяет сократить в 2 раза срок поддержания выработок. Кроме того, повышается концентрация очистных работ, снижаются затраты на транспорт, улучшается тепловой режим в глубоких шахтах.

В ФРГ этажная схема подготовки применяется независимо от угла падения пластов. При наличии в пределах шахтного поля дислоцированных участков оно делится на блоки, размеры и расположение которых определяются геологическим строением.

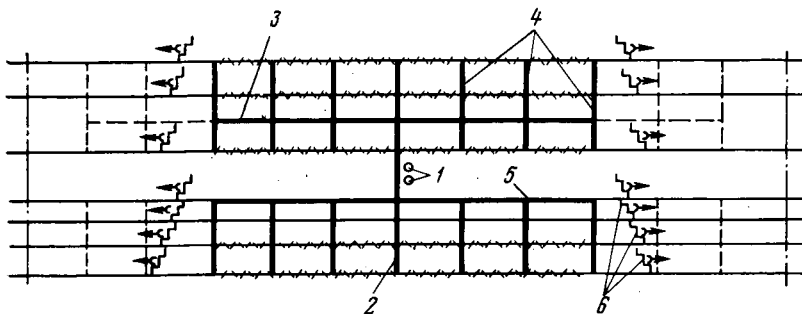


Рис. 16.8. Этажная схема подготовки свиты крутых пластов (первый вариант): 1 — стволы; 2 — этажный квершлаг; 3 — полевой штрек; 4 — участковые квершлаг; 5 — групповой пластовый штрек; 6 — очистные забои

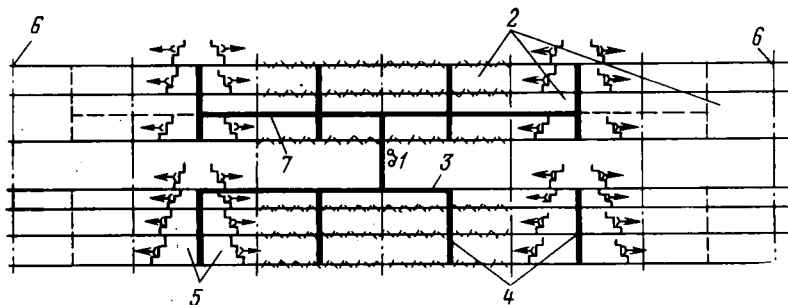


Рис. 16.9. Этажная схема подготовки свиты крутых пластов (второй вариант): 1 — стволы; 2 — выемочные поля; 3 — групповой пластовый штрек; 4 — участковые квершлаг; 5 — очистные забои; 6 — границы шахтного поля; 7 — полевой штрек

ем месторождения (например, тектоническими нарушениями). Каждый блок вскрывается капитальным слепым стволом большого сечения, по которому выдается уголь на откаточный горизонт и подается свежий воздух в выработки.

Отличительная особенность отработки блоков — последовательная выемка пластов свиты в нисходящем порядке в пределах блока. При этом, как правило, в работе находится один пласт одновременно на нескольких промежуточных горизонтах. К достоинствам подобной отработки относятся концентрация горных работ и уменьшенный объем проведения подготовительных выработок.

Вкрест простирания шахтное поле обычно вскрывается несколькими квершлагами, проведенными перпендикулярно к главным полевым штрекам.

Расстояние между квершлагами зависит от угленосности месторождения, степени устойчивости боковых пород, способа крепления выемочных штреков, способа транспортирования угля и материалов по выемочным штрекам, а также ряда других факторов и составляет 700—1200 м.

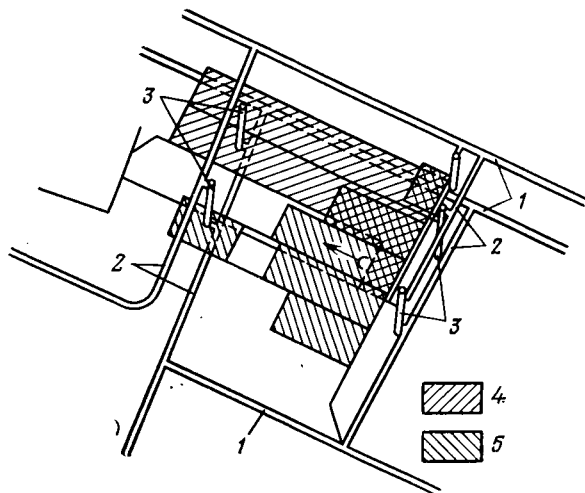


Рис. 16.10. Схема вскрытия и подготовки выемочного участка на шахте «Генрих Роберт» (ФРГ):

1 — полевые штреки; 2 — квершлаг; 3 — слепые стволы (гезенки); 4, 5 — соответственно пласты Рёттгерсбанк и Вильгельм

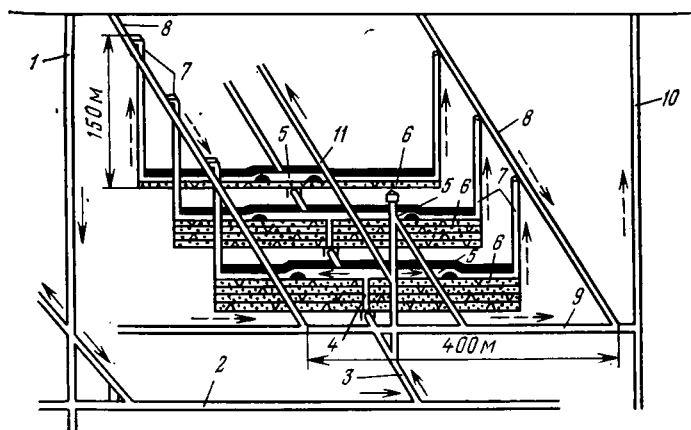


Рис. 16.11. Принципиальная схема подготовки выемочного участка при групповой отработке крутых мощных пластов на шахте «Мерлебак» (Франция):

1 — воздухоподводящий ствол; 2 — полевой транспортный штрек; 3 — участковый транспортный квершлаг; 4 — печи для спуска угля и подачи свежего воздуха; 5 — очистные забои; 6 — закладочные массивы; 7 — печи для спуска закладочного материала и отвода загрязненного воздуха; 8 — участковые вентиляционные квершлаг; 9 — полевой вентиляционный штрек; 10 — воздухоотводящий ствол; 11 — участковый квершлаг промежуточного горизонта

Из квершлагов проводят слепые стволы (гезенки), вскрывающие соседние пласты, а от слепых стволов (гезенков)—пластовые выработки (транспортные и вентиляционные штреки, разрезные печи). Примером группирования пластов с помощью слепых стволов (гезенков) может служить схема вскрытия и подготовки одного из участков на шахте «Генрих Роберт» (рис. 16.10).

При подготовке шахтных полей от главных квершлагов проводят на каждом горизонте групповые полевые штреки. При этом их стараются размещать в возможно более устойчивых породах.

На рис. 16.11 показана принципиальная схема подготовки выемочного участка при разработке свиты крутых мощных пластов на шахте «Мерлебак» (Франция). От групповых полевых штреков на горизонте проводят участковые квершлагы, вскрывающие пласты, а затем все последующие выработки по каждому из пластов. По высоте этаж разделен с помощью слепого ствола и квершлага на промежуточные горизонты.

В Великобритании при этажной схеме подготовки шахтных полей с группировкой пластов последние вскрываются горизонтальными или наклонными групповыми выработками либо одновременно теми и другими.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Назовите схемы подготовки шахтных полей.
2. Каково назначение группировки пластов?
3. Назовите признаки, лежащие в основе классификации схем и способов подготовки шахтных полей.
4. Вычертите эскизы и опишите погоризонтную схему при индивидуальной подготовке пластов.
5. Сделайте то же при групповой подготовке пластов.
6. Вычертите эскизы и опишите панельную схему при индивидуальной подготовке пластов.
7. Сделайте то же при групповой подготовке пластов.
8. Вычертите эскизы и опишите этажную схему при индивидуальной подготовке пластов.
9. Сделайте то же при групповой подготовке пластов.
10. Назовите выработки, проводимые при подготовке шахтного поля.

Раздел пятый

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

17. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

17.1. Факторы, определяющие выбор системы разработки

Под *системой разработки* пластовых месторождений понимается определенный порядок проведения подготовительных и очистных выработок в пределах выемочного поля, увязанный во времени и пространстве.

На выбор системы разработки в конкретных условиях влияют как геологические, так технические и организационные факторы. К этим факторам относятся: форма залегания пластов в недрах; мощность и угол падения пласта; тип и свойства боковых пород (в первую очередь устойчивость); газоносность и водоносность угленосной толщи, склонность угля к самовозгоранию; склонность массива горных пород к газодинамическим явлениям (внезапные выбросы угля, породы и газа, горные удары и др.); пространственное расположение природных трещин; число разрабатываемых пластов и расстояние между ними (мощность междупластья); глубина ведения горных работ; способы и средства механизации подготовительных и очистных работ и др. Роль и значение каждого из факторов постоянно меняются, поскольку по мере развития техники и технологии изменяется характер взаимосвязи факторов. Наиболее устойчиво влияние таких природных факторов, как мощность и угол падения пластов.

Системы разработки должны удовлетворять следующим главным требованиям:

- безопасность ведения горных работ;
- экономичность разработки;
- минимальные потери полезного ископаемого;
- охрана окружающей среды.

Подземная разработка полезных ископаемых сопряжена с природными опасностями в виде обрушений пород, внезапных выбросов угля и газа, горных ударов, возможных взрывов метана и эндогенных пожаров, запыленности атмосферы и др. В связи с этим обеспечение безопасных условий работы требует от систем разработки наличия не менее двух выходов из очистного забоя, возможности надежного и устойчивого проветрива-

ния выработок, органичения числа тупиковых подготовительных выработок.

Экономичность системы разработки определяется достигнутыми при ее применении технико-экономическими показателями: прибылью от эксплуатации разрабатываемого участка месторождения, производительностью труда и потерями полезного ископаемого. Она достигается при условии минимальных трудовых затрат, расхода энергии и материалов на единицу объема (массы) добываемого полезного ископаемого.

Во всех случаях потери в недрах должны быть экономически обоснованы, так как неоправданно высокие потери удорожают стоимость конечной продукции, ведут к сокращению сроков отработки месторождения.

Кроме того, системы разработки должны допускать утилизацию и последующее использование сопутствующих добыче полезного ископаемого компонентов — газа, шахтных вод и других, а также исключать по возможности необходимость в рекультивации подработанной земной поверхности.

Принятая для данных горно-геологических условий система разработки должна обеспечивать:

- применение комплексной механизации и автоматизации производственных процессов при высокой степени интенсификации и концентрации горных работ;

- исключение взаимного влияния подготовительных и очистных работ;

- использование рациональных способов охраны и поддержания выработок;

- возможность устройства аккумулирующих емкостей;

- стабильность длины очистного забоя при переменных элементах залегания пласта;

- обособленное разбавление выделяющегося газа по источникам его поступления;

- возможность обнаружения мелкоамплитудных нарушений и уточнения данных геологической разведки участка месторождения.

17.2. Классификация систем разработки

Применяемые системы разработки отличаются весьма большим многообразием, что вызвано сложной взаимосвязью влияющих на них факторов. В практике существуют различные классификации систем разработки, в основу которых положен свой классификационный признак, выделяющий любую систему из других.

Одной из таких классификаций является классификация А. С. Бурчакова и Ю. А. Жежелевского, в которой за основной классификационный признак принято наличие или отсутствие разделения пласта на слои при его выемке (табл. 17.1).

Таблица 17.1

Классификационные признаки			
Разделение пласта по мощности на слои	Длина очистного забоя	Порядок проведения подготовительных выработок в выемочном поле по отношению к движущемуся очистному забою	Направление перемещения в пространстве очистного забоя в выемочном поле по отношению к элементам залегания пласта
Без разделения на слои	С длинными забоями	Одновременный (сплошная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Последовательный (столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Одновременно-последовательный (комбинированная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
	С короткими забоями	Одновременный (камерная)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Последовательный (короткими столбами)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
		Одновременно-последовательный (камерно-столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
С разделением на слои: наклонные	С длинными забоями	Последовательный (столбовая)	По простиранию По падению По восстанию По диагонали
	С короткими забоями	Последовательный	По простиранию
	С короткими забоями	Последовательный	По простиранию
горизонтальные, поперечно-наклонные	С короткими забоями	Последовательный	По простиранию

Указанный основной признак дополняется тремя вспомогательными признаками, характеризующими варианты систем разработки:

длинной очистного забоя (длинные и короткие забои);

порядком проведения подготовительных и очистных выработок в выемочном поле по отношению к движущемуся очистному забою;

направлением перемещения в пространстве очистного забоя в выемочном поле по отношению к элементам залегания пласта (по простиранию, падению, восстанию, диагонально).

18. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ РАЗДЕЛЕНИЯ ПЛАСТОВ НА СЛОИ

18.1. Системы разработки длинными столбами

Системы разработки длинными столбами отличает независимое ведение подготовительных и очистных работ в пределах выемочного поля. На момент начала очистной выемки подготовительные выработки, оконтуривающие выемочный столб, должны быть проведены на всю его длину. Они поддерживаются в нетронutom массиве угля, за исключением тех случаев, когда выработки используются повторно.

Столбовые системы разработки применяются при любых способах подготовки шахтных полей. При этом очистной забой может двигаться по простиранию, падению и восстанию пласта, а также диагонально. Забой имеет обычно прямолинейную форму (за исключением случаев отработки крутых пластов при выемке угля отбойными молотками, когда ему придается потолкоуступная или почвоуступная форма).

При панельной подготовке в пределах панели располагается обычно четное число забоев (2 или 4). При этом в пределах яруса располагаются один (лава-ярус), два и реже три очистных забоя с обособленным или последовательным их проветриванием.

При этажной подготовке применяется несколько вариантов столбовой системы разработки. Если этаж не делится на выемочные поля, то в его крыле, отрабатываемом от границы шахтного поля, располагается только один очистной забой (лава-этаж). Если же этаж делится на выемочные поля, то в его пределах, так же как и при панельной подготовке, располагаются два, реже три очистных забоя. При этом отработка запасов в пределах выемочного поля ведется на промежуточные бремсберги, а сами выемочные поля могут отрабатываться как в прямом, так и в обратном порядке.

Очистной забой при панельной и этажной подготовке ориентирован по простиранию пласта.

При погоризонтной схеме подготовки очистной забой движется обычно по падению или восстанию. В пределах горизонта располагаются от 2 до 4 очистных забоев.

Достоинства столбовых систем разработки:

наилучшие условия поддержания подготовительных выработок, так как они находятся или в массиве угля, или в зоне установившегося горного давления;

полное разделение подготовительных и очистных работ во времени и пространстве, что позволяет эффективно использовать высокопроизводительную технику;

детальная разведка пласта в период подготовки столба; возможность своевременной профилактической подготовки пласта к выемке (дегазация, разупрочнение труднообрушаемых кровель, проведение противовыбросных мероприятий);

возможность погашения подготовительных выработок позади очистного забоя, что обеспечивает регулярность извлечения металлической крепи;

возможность изоляции возникшего пожара путем возведения герметичных перемычек.

Недостатки столбовых систем разработки:

большой объем подготовительных работ до начала очистной выемки;

наличие тупиковых подготовительных выработок в период их проведения;

трудности с проветриванием очистного забоя на сопряжении его с вентиляционным штреком, что ограничивает нагрузку на очистной забой при разработке высокогазоносных пластов;

большие затраты на поддержание подготовительных выработок при склонных к пучению породах.

Системы разработки длинными столбами лава-этаж (лава-ярус). Этажные (ярусные) штреки проводят от капитального (панельного) бремсберга до границы этажа (панели), а затем соединяют их разрезной печью. Высота этажа (яруса) при этом принимается равной 150—300 м, а длина столба — 1—2 км.

Подготовка столба осуществляется пластовыми (рис. 18.1) и полевыми (рис. 18.2) выработками.

Пластовые выработки проводят узким забоем, при необходимости — с подрывкой вмещающих пород, одиночными или сдвоенными забоями в зависимости от газоносности пласта и длины выработок.

Откаточный штрек проводится параллельно конвейерному просеку с оставлением между ними целиков угля или возведением бутовых полос шириной 15—25 м. Он сбивается с просеком печами через промежутки не более 30 м. Обычно откаточный штрек погашается по мере подвигания лавы, а просек используется повторно при отработке нижележащего столба в качестве вентиляционного штрека.

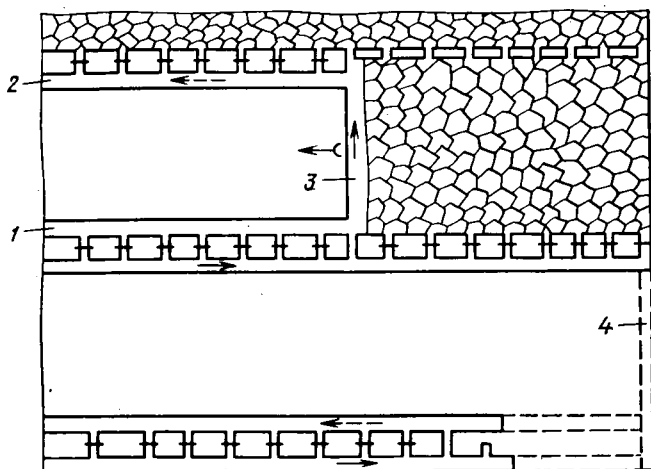


Рис. 18.1. Столбовая система разработки лава-этаж (лава-ярус) при пластовой подготовке:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — лава; 4 — будущая разрезная печь нижележащего столба

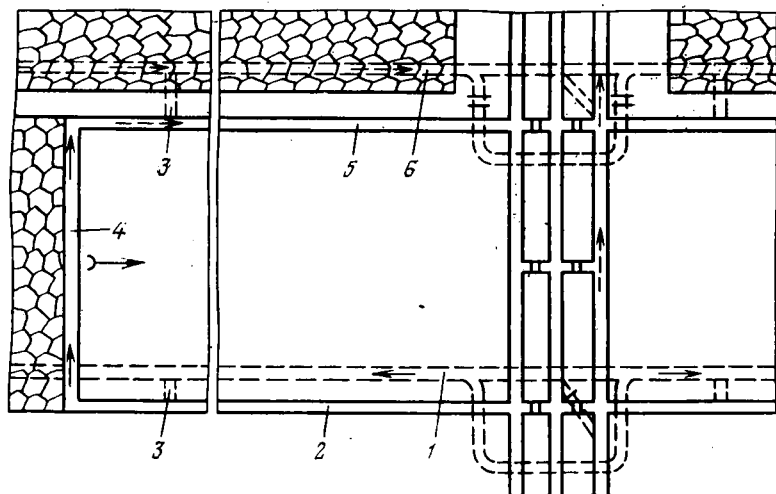


Рис. 18.2. Столбовая система разработки лава-этаж (лава-ярус) при полевой подготовке:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — пластовый конвейерный штрек; 3 — гезенки или промежуточные квершлагги; 4 — лава; 5 — пластовый вентиляционный штрек; 6 — полевой вентиляционный штрек

При полевой подготовке в почве пласта проводят полевые откаточный и вентиляционный штреки, а по пласту — соответственно конвейерный и вентиляционный штреки. Полевые и пластовые выработки сбиваются между собой гезенками или квершлагами. Полевая подготовка применяется при неустойчивых боковых породах.

На практике применяются и другие способы подготовки столба: проведение спаренных выработок широким забоем с оставлением породы в раскосе (на тонких пластах), проведение одиночного штрека (на негазовых шахтах) и др. (рис. 18.3).

Область применения: пологие и наклонные пласты мощностью от 0,6 до 2,5 м с породами кровли от средней устойчивости до устойчивых, газоносность — любая.

Системы не рекомендуются при породах почвы, склонных к пучению.

Системы разработки с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы). Разделение этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы) обеспечивает более высокую концентрацию горных работ. Этаж (ярус) разделяется по падению на две, очень редко три части, которые отрабатываются соответственно двумя или тремя лавами общей длиной 350—450 м, смежные части отделяются друг от друга промежуточными (одиночными или парными в зависимости от схемы проветривания) штреками.

При этажной подготовке этаж разделяется не только по падению на подэтажи, но и по простиранию на выемочные поля с размерами 750—1000 м по простиранию и 350—450 м по падению. Каждое выемочное поле обслуживается своим участковым бремсбергом, который проводится либо у границ выемочного поля, либо посередине его. Очистные забои всегда движутся в направлении к участковому бремсбергу, но направление отработки выемочного поля не всегда совпадает с направлением отработки этажа.

Если направление отработки выемочного поля совпадает с общим направлением отработки этажа, то такой вариант называют *системой разработки длинными столбами по простиранию с транспортировкой угля по промежуточному штреку на передний бремсберг*.

Если же очистные забои в выемочном поле перемещаются в направлении, противоположном общему направлению отработки этажа, то вариант носит название *системы разработки длинными столбами по простиранию с транспортировкой угля на задний бремсберг*.

Область применения систем: пологие и наклонные пласты мощностью от 0,9 до 2,5 м с устойчивыми и средней устойчивости боковыми породами.

Недостатками системы разработки с транспортировкой угля на задний бремсберг являются неблагоприятные условия под-

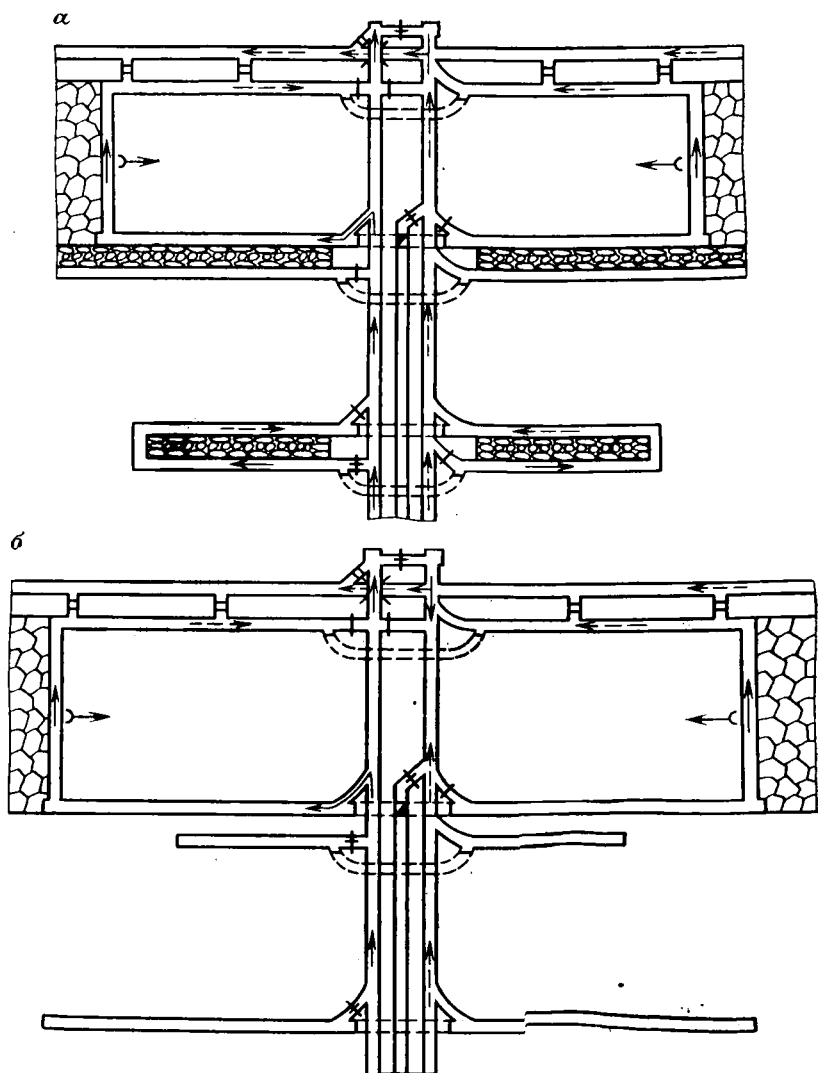


Рис. 18.3. Варианты столбовой системы разработки лава-этаж (лава-ярус):
 а — при проведении штреков широким забоем с возведе^{зем}м бутовой полосы; б — при
 проведении одиночного штрека узким забоем

держания участковых бремсбергов и ходков при подходе к ним очистных забоев, потери угля в целиках у этих выработок, необходимость оборудования и обслуживания двух бремсбергов, затруднения с транспортировкой демонтированного оборудования в новый забой. Ее нельзя применять на удароопасных пластах, так как целики у участковых наклонных выработок подвергаются повышенному горному давлению.

Вариант с транспортированием угля на передний бремсберг не имеет отмеченных недостатков, но при его применении удлинняется практически вдвое путь транспортирования угля в пределах выемочного поля.

В благоприятных горно-геологических условиях при отработке на передний бремсберг возможен полный или частичный переход очистными забоями участковых наклонных выработок без демонтажа очистного оборудования.

Если участковые наклонные выработки проходятся в середине выемочного поля, такой вариант называется *системой разработки длинными столбами по простиранию с двухсторонними бремсбергами*. Он сочетает в себе достоинства и недостатки вариантов отработки на задний и передний бремсберги, но обеспечивает высокий уровень концентрации горных работ.

В связи со сложностью организации устойчивого проветривания выработок вариант с двухсторонними бремсбергами рекомендуется применять на малогазоносных пологих и наклонных пластах мощностью от 1,3 до 2,5 м, не опасных по горным ударам.

Сложность поддержания бремсбергов при подходе к ним очистных забоев и большие потери угля в целиках являются главными причинами редкого использования данного варианта в практике.

Столбовые системы разработки горизонтальных пластов при высокой обводненности вмещающих пород. Основное их отличие — порядок подготовки и выемки столбов (рис. 18.4). Столбы отработывают в шахматном порядке через один столб, в результате чего периодически в выработанном пространстве оказывается один неотработанный столб. Он подготавливается выработками, проходимыми вприсечку к выработанному пространству, что позволяет значительно сократить потери угля в целиках. Кроме того, отработка через столб позволяет лучше осушить подготовленные к выемке запасы.

Область применения системы — горизонтальные пласты мощностью 1,4—3,5 м со сложной гипсометрией.

Применение данной системы разработки позволяет достигнуть высокой концентрации работ.

Недостатки системы: большой объем подготовительных работ, частые переюнтажи оборудования, сложная схема проветривания подготовительных забоев.

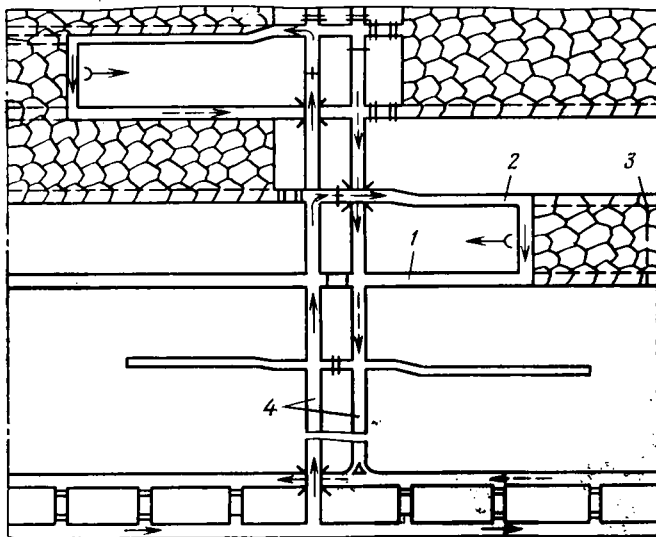


Рис. 18.4. Столбовая система разработки горизонтальных пластов:

1 — конвейерный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — погашенная разрезная печь; 4 — панельные штреки

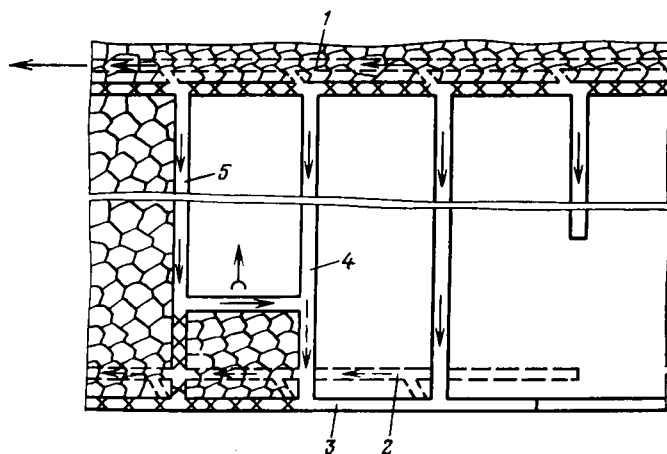


Рис. 18.5. Система разработки длинными столбами по восстанию одинарными лавами:

1, 2 — соответственно главные полевые транспортный и вентиляционный штреки; 3 — просек; 4, 5 — соответственно конвейерный и вентиляционный уклоны

Системы разработки длинными столбами по падению или восстанию. Они применяются при погоризонтной схеме подготовки шахтных полей на пластах с углом падения до 10° в вариантах с одинарными (рис. 18.5) и спаренными (рис. 18.6) лавами.

В случае одинарных лав выемочные поля подготавливаются путем проведения наклонных выработок — конвейерных бремсбергов (уклонов) и вентиляционных ходков на всю наклонную высоту горизонта (до 1500 м). Столбы отрабатываются лавами по падению или восстанию от разрезных печей, пройденных на расстоянии 30—50 м от главных штреков. Рекомендуемая область применения отработки: по восстанию — пласты с углом падения до 10° мощностью 0,7—2 м при породах кровли не ниже средней устойчивости и глубине разработки до 1200 м; по падению — пласты с углом падения до 10° мощностью до 3,5 м при породах кровли от неустойчивых до устойчивых и глубине разработки до 900 м. Газоносность пластов любая.

Отработку одинарными лавами отличает высокая надежность работы очистного забоя и благоприятные условия поддержания оконтуривающих столбы выработок.

Применение спаренных лав позволяет сократить общее число наклонных выработок и обеспечивает высокую концентрацию работ.

Однако надежность работы лав снижается, так как они должны подвигаться синхронно, с сохранением постоянного опережения не более 3—4 м, особенно при неустойчивых кровлях.

Область применения: пласты с углом падения до 10° мощностью от 0,9 до 1,4 м при породах кровли не ниже средней устойчивости и глубине разработки до 600 м.

Системы разработки длинными столбами по падению (восстанию) имеют перед системами разработки длинными столбами по простиранию следующие преимущества: большая наклонная высота горизонта; постоянство длины лавы при самой сложной гипсометрии пластов; большие размеры выемочных столбов.

Недостатки систем: ограниченность области применения из-за отсутствия средств комплексной механизации очистных работ на пластах с углами падения более 10° , трудность доставки материалов, оборудования и людей до очистного забоя. Эти недостатки вполне устранимы, так что перспективность рассматриваемых систем несомненна.

Столбовые системы разработки крутых пластов. Они имеют свои характерные особенности, тесно связанные с технологией очистных работ. Как известно, способ подготовки таких пластов только этажный. Порядок отработки этажей зависит от мощности пласта. Для тонких пластов применяется только прямой порядок отработки — от главного квершлага к границе шахтного поля.

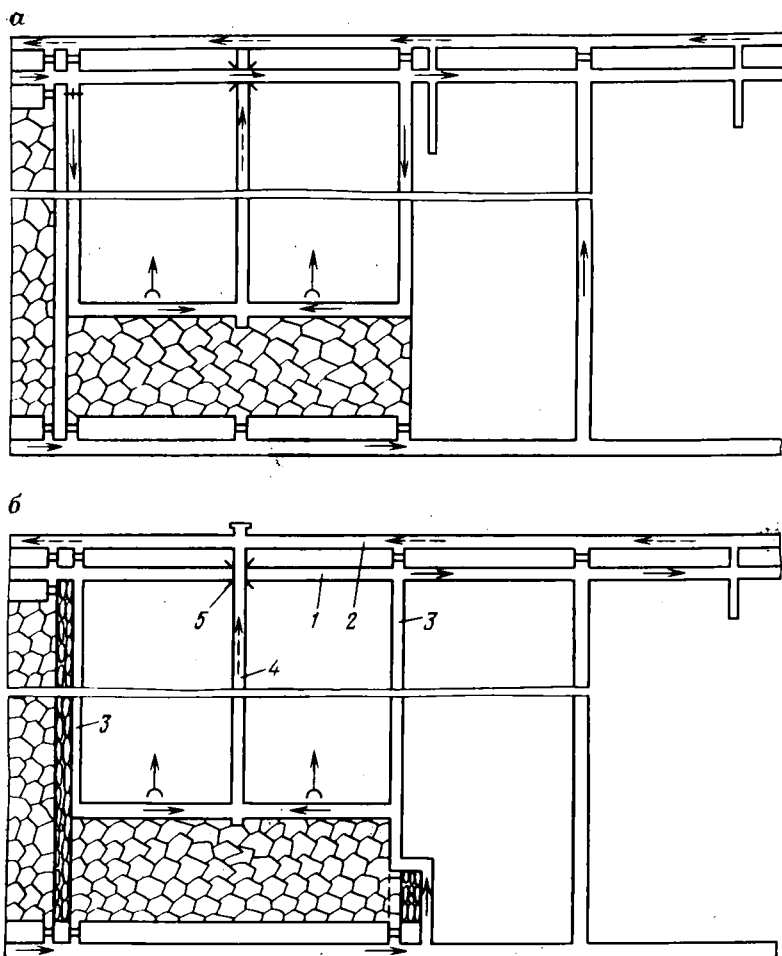


Рис. 18.6. Системы разработки длинными столбами по восстанию спаренными лавами без подсвеживания (а) и с подсвеживанием исходящей струи воздуха: 1, 2 — соответственно главные откаточный и вентиляционный штреки; 3 — бортовой конвейерный уклон; 4 — центральный уклон; 5 — кроссинг

В связи с этим столбовые системы разработки тонких крутых пластов отличаются тем, что при их применении не производится полного оконтуривания выемочного поля, границами которого являются передние откаточный и вентиляционный квершлаг (рис. 18.7). При выемке угля отбойными молотками забой имеет уступную форму, при комбайновой выемке — прямолинейную. *Столбовые системы с группированием на передний квершлаг* применяют в основном при механизированной выемке.

Штреки поддерживаются в угольном массиве и погашаются вслед за лавой. При транспортировании угля имеется дополнительный перепробег грузов на участке от очистного забоя до переднего квершлага и на таком же участке при обратном направлении движения грузов от переднего квершлага к главному стволу по полевому групповому штреку.

Область применения системы — крутые и крутонаклонные пласты мощностью до 1,6—1,8 м. При большей мощности возникает опасность обрушения уступов, а процесс крепления забоя и управления кровлей в лаве длиной 130—150 м становится трудоемким и небезопасным.

При мощности пластов от 1,6 до 2,4 м применяют *столбовую систему разработки по простиранию с разделением этажа на подэтажи* (рис. 18.8). При этом отбойку угля на пластах мощностью свыше 1,8 м осуществляют буровзрывным способом. Форма забоя прямолинейная.

Этаж по простиранию делят на выемочные поля длиной по 250—300 м. Каждое выемочное поле вскрывают с полевого или группового штрека промежуточным квершлагом. Для подготовки к очистной выемке от промежуточного квершлага проводят откаточный штрек, а от него — два ската. Затем откаточный штрек продолжают до границы выемочного поля и проводят вентиляционный штрек в 7—8 м ниже откаточного штрека верхнего этажа. От скатов проводят промежуточный и параллельный штреки, разделяющие этаж на подэтажи. У границы выемочного поля проводят разрезную печь.

Вертикальная высота этажа 80—100 м, наклонная высота подэтажа 30—40 м, число подэтажей 2—3. Размеры целиков: между выемочными полями 10—15 м, над штреками 4—5 м. Расстояние между забоями в подэтажах 15—20 м.

Создание в СССР механизированных конвейероструговых щитовых агрегатов привело к появлению *столбовой системы разработки крутых пластов средней мощности полосами по падению* (рис. 18.9). Транспортировка угля осуществляется на передний промежуточный квершлаг.

Для первого выемочного столба на всю высоту этажа проводят углеспускную печь, а ниже почвы вентиляционного штрека сооружают монтажную камеру длиной по простиранию 40—60 м (в зависимости от размеров щитового агрегата).

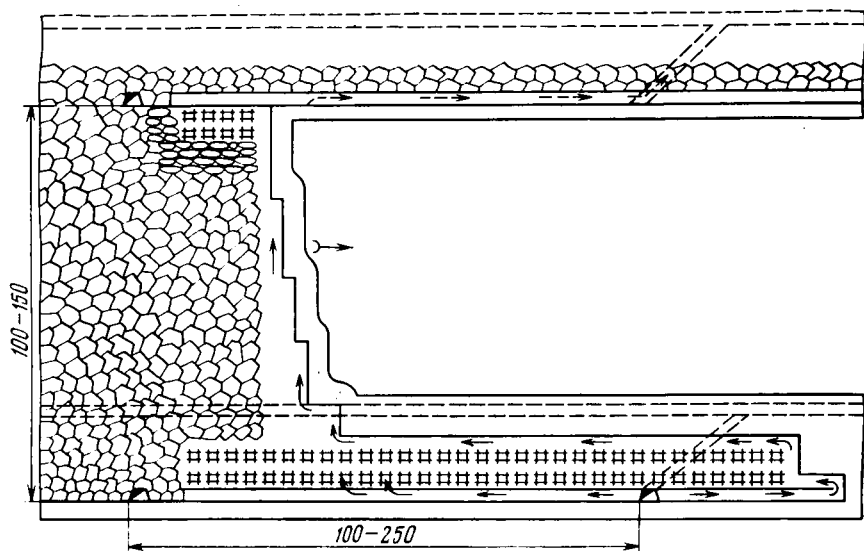


Рис. 18.7. Столбовая система разработки тонких крутых пластов с группированием на передний квершлаг без разделения на подэтажи

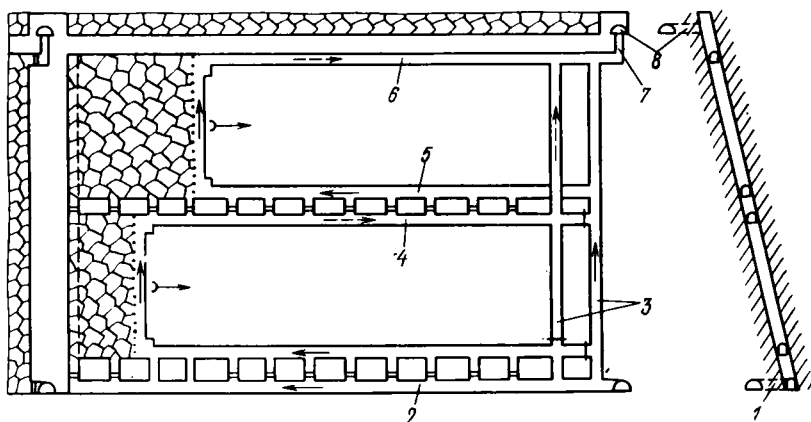


Рис. 18.8. Столбовая система разработки крутых и крутонаклонных пластов по простираанию с разделением этажа на подэтажи:

1 — промежуточный квершлаг; 2 — пластовый откаточный штрек; 3 — скаты; 4 — промежуточный штрек; 5 — параллельный штрек; 6 — вентиляционный штрек; 7 — восстающая вентиляционная сбойка; 8 — вентиляционный квершлаг

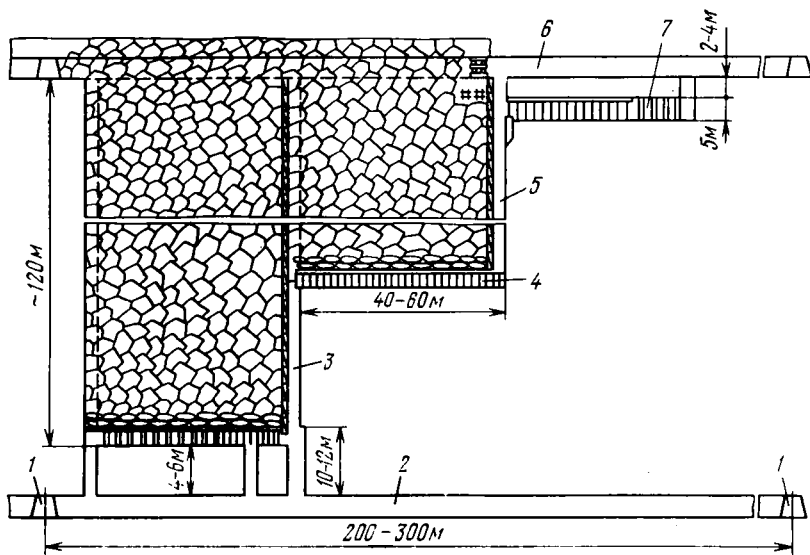


Рис. 18.9. Столбовая система разработки крутых пластов полосами по падению с применением агрегата 1АЩМ:

1 — промежуточные квершлагги; 2 — откаточный штрек; 3 — углеспускная печь; 4 — очистной забой; 5 — вентиляционный скат; 6 — вентиляционный штрек; 7 — монтажная камера

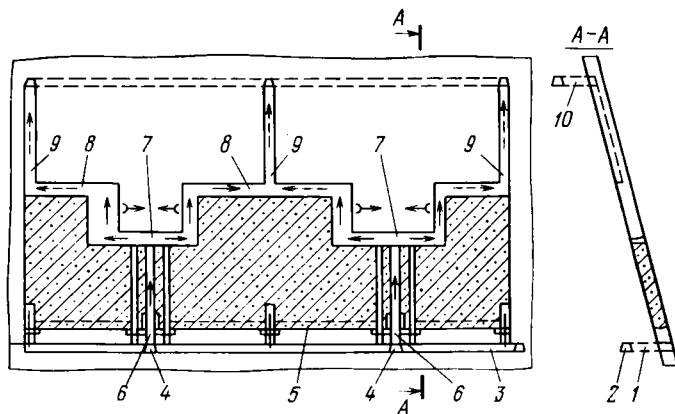


Рис. 18.10. Столбовая система разработки крутых пластов полосами по простиранию с гидравлической закладкой выработанного пространства:

1, 10 — соответственно откаточный и вентиляционный промежуточные квершлагги; 2 — полевой штрек; 3 — откаточный штрек; 4 — блоковые квершлагги; 5 — конвейерный штрек; 6 — углеспускные скаты; 7, 8 — соответственно конвейерные и вентиляционные выемочные штреки; 9 — вентиляционные (закладочные) скаты

Вентиляционный скат заранее не проводят, а сооружают его в выработанном пространстве по мере подвигания очистного забоя. При отработке второго столба он используется повторно, но теперь уже в качестве углеспускной печи. Все остальные скаты в пределах выемочного поля также возводят и сохраняют в выработанном пространстве. По мере отработки столба углеспускные скаты погашаются.

Основные показатели этой системы разработки значительно лучше показателей всех вышерассмотренных систем разработки крутых пластов. Поэтому ее применение постоянно расширяется, несмотря на имеющиеся трудности с проведением монтажной камеры (особенно на выбороопасных пластах) и поддержанием углеспускных печей в выработанном пространстве.

Область применения: крутонаклонные и крутые пласты мощностью 1,2—2,2 м с углами падения 50—90°, вмещающие породы — не ниже средней устойчивости, слабообводненные.

Управление кровлей при всех рассмотренных выше системах разработки — полное обрушение (иногда на пластах мощностью до 1 м — плавное опускание).

При управлении кровлей гидравлической закладкой используется *столбовая система разработки крутонаклонных и крутых пластов с выемкой их полосами по простиранию* (рис. 18.10), применяющаяся с небольшими отличиями в Кузнецком (СССР) и Лотарингском (Франция) бассейнах.

Этаж делят по простиранию на выемочные поля размером 200—300 м, которые, в свою очередь, разделяют на блоки длиной по 50 м. На откаточном горизонте выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом, проводимым от полевого откаточного штрека в середине выемочного поля и разделяющим его на два крыла (в крыле один-два блока), а на вентиляционном — промежуточными вентиляционными квершлагами, располагаемыми у границ каждого блока. От промежуточного откаточного квершлага до границ выемочного поля по лежащему боку пласта проводят откаточный штрек, а на флангах и в центре выемочного поля также у почвы пласта — скаты, сбиваемые на вентиляционном горизонте с вентиляционными квершлагами. Скаты имеют два отделения: ходовое и грузовое.

Параллельно откаточному штреку проводят конвейерный штрек для нижней полосы. Для доставки угля из блоков в выработанном и закладываемом пространстве в центре блока сооружают углеспускной скат, соединяющийся с откаточным полевым штреком промежуточным блоковым квершлагом.

Подготовка выемочного поля заканчивается сооружением дренажных и водоотливных выработок с предварительной выемкой первой полосы. В дальнейшем все подготовительные выработки не проводят, а формируют их при очистной выемке и сохраняют в закладочном массиве.

Ширина полос 10—15 м. Отработка полос осуществляется в восходящем порядке.

Очистная выемка угля в каждой полосе ведется от вентиляционных (закладочных) скатов к углеспускному. Отработка полос в каждом блоке осуществляется двумя встречными очистными забоями. После подвигания забоя на 12—15 м очистные работы прекращаются до возведения закладочной полосы в выработанном пространстве. К выемке очередной полосы приступают после полной отработки предыдущей.

Рекомендуемая область применения: пласты мощностью от 2,5 до 14 м с углами падения 35—60°. При мощности пласта более 3,5 м пласт делят на слои.

Достоинства: небольшие эксплуатационные потери угля, высокая производительность труда, небольшой объем проводимых выработок.

Недостатки: несовместимость работ по добыче и закладке, большой расход лесных материалов, немеханизированность процессов выемки и крепления.

18.2. Сплошные системы разработки

Сущность сплошных систем разработки состоит в одновременном ведении очистных и подготовительных работ в выемочном поле. При этом лава и забой подготовительных выработок движутся в одном направлении, а подготовительные выработки поддерживаются в выработанном пространстве или на границе угольный массив — выработанное пространство. Запасы в пределах выемочного поля подготавливаются к выемке в минимально короткие сроки, что является, по мнению западноевропейских специалистов, главным достоинством системы.

Средняя мощность пластов, отрабатываемых в СССР по сплошной системе разработки, составляет 0,9—1,5 м, а длина очистных забоев — 110—170 м.

Сплошные системы разработки, как и столбовые, могут применяться при любой схеме подготовки.

Областью применения сплошных систем считаются в основном тонкие пласты и реже пласты средней мощности с любыми углами падения (особенно на больших глубинах), пласты с боквыми породами, склонными к пучению.

Сплошная система разработки пологих и наклонных пластов лава-этаж (лава-ярус). При этой системе (рис. 18.11) этажные откаточный и вентиляционный штреки проводят от капитальных (панельных) наклонных выработок и на расстоянии 30—40 м от них сбивают разрезной печью. Этажный откаточный штрек обычно опережает лаву не менее чем на 50 м для обеспечения маневровых операций при погрузке угля из лавы и доставке горной массы из подготовительного забоя (см. рис. 18.11, а).

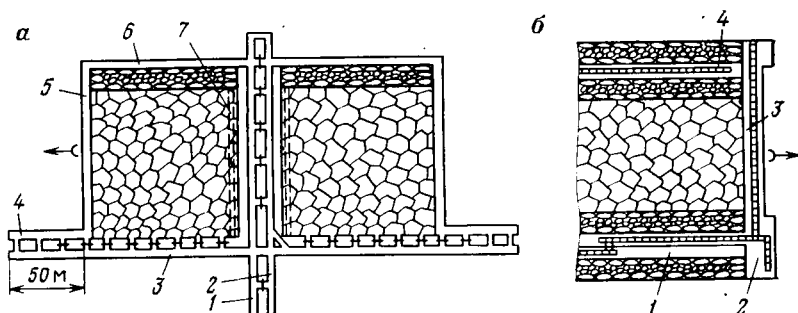


Рис. 18.11. Сплошная система разработки лава-этаж:

а — с охраной этажных штреков целиками угля при опережении лавы забоем откаточного штрека (1 — капитальный бремсберг; 2 — людской ходок; 3 — этапный откаточный штрек; 4 — просек; 5 — лава; 6 — вентиляционный этапный штрек; 7 — погашенная разрезная печь); *б* — с охраной этажных штреков бутовыми полосами и проведением штреков вслед за лавой (1 — этапный откаточный штрек; 2 — раскоска; 3 — лава; 4 — этапный вентиляционный штрек)

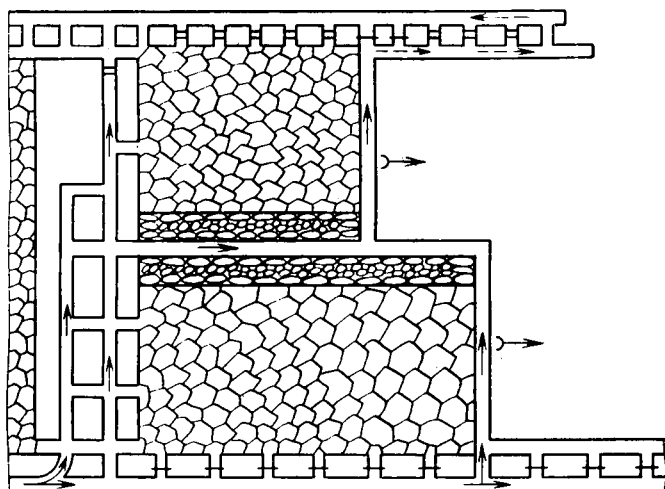


Рис. 18.12.
Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи

На больших глубинах, а также при разработке пластов с породами, склонными к пучению, и выбросоопасных пластов: применяют вариант системы с проведением откаточного штрека: за лавой (см. рис. 18.11, *б*).

Область применения: тонкие и средней мощности пологие и наклонные пласты без геологических нарушений.

Достоинства: небольшой объем подготовительных выработок, простота схемы вентиляции.

Недостатки: тяжелые условия поддержания штреков, небольшая нагрузка на пласт, отсутствие предварительной разведки пласта.

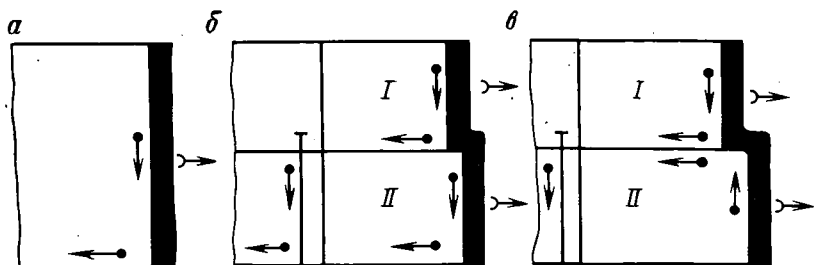


Рис. 18.13. Разновидности схем транспорта при сплошных системах разработки:

a — без разделения этажа на подэтажи; *б, в* — с разделением этажа на подэтажи; *I* — первый подэтаж; *II* — второй подэтаж; стрелка с кружком — направление транспортирования угля

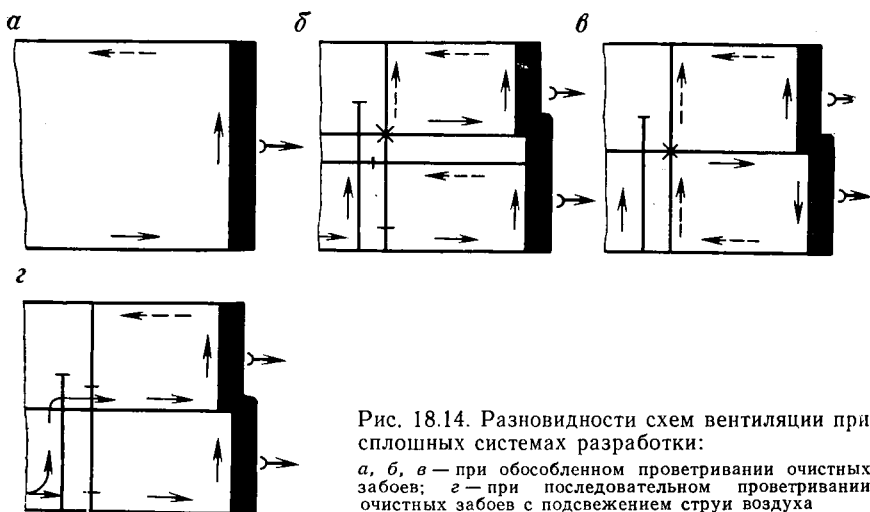


Рис. 18.14. Разновидности схем вентиляции при сплошных системах разработки:

a, б, в — при обособленном проветривании очистных забоев; *г* — при последовательном проветривании очистных забоев с подсвеживанием струи воздуха

Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи. Этаж делят на подэтажи промежуточным штреком, поддерживаемым в выработанном пространстве бутовыми полосами (рис. 18.12). По своему существу она подобна ранее рассмотренной столбовой системе с транспортировкой угля на задний бремсберг.

Область применения: пологие и наклонные малогазоносные пласты с неустойчивыми боковыми породами.

Применение системы позволяет разведать пласт в пределах выемочного поля, обеспечить устойчивое состояние промежуточных штреков и частично участковых бремсбергов, однако требует повышенных первоначальных капитальных затрат на проведение подготовительных выработок.

Разновидности схем транспорта и вентиляции при сплошных системах разработки приведены на рис. 18.13 и 18.14.

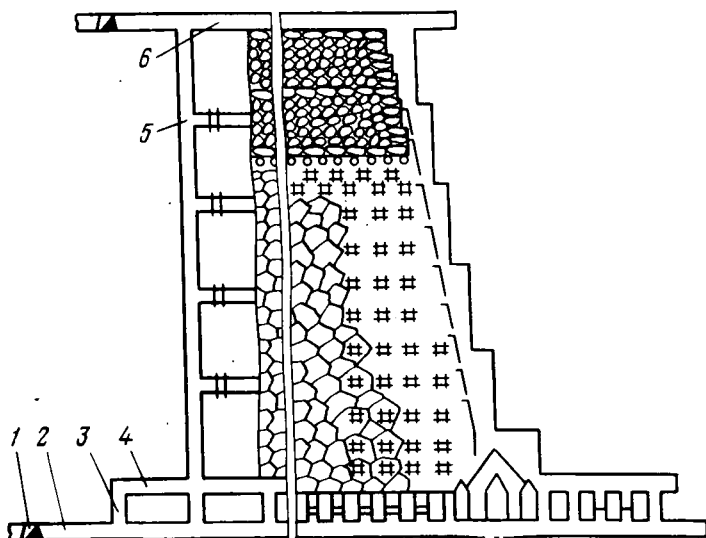


Рис. 18.15. Сплошная система разработки тонких крутых пластов с потолкоуступной формой забоя:

1 — квершлаг; 2 — этажный откаточный штрек; 3 — печь; 4 — просек; 5 — вентиляционная печь; 6 — этажный вентиляционный штрек

Сплошная система разработки тонких крутонаклонных и крутых пластов с потолкоуступным забоем. При этой системе (рис. 18.15) этаж не разделяется на подэтажи.

От этажных квершлагов в обе стороны по пласту проводят этажные штреки. В 10 м от квершлага засекают короткую печь, от которой параллельно откаточному штреку проводят просек, сбиваемый с ним печами.

После проведения разрезной печи начинают рассечку уступов снизу вверх, придавая забою потолкоуступную форму.

Размер уступа по падению называется длиной уступа, расстояние по простиранию между двумя соседними уступами — опережением уступа, суммарная длина всех опережений уступов — растяжкой уступов.

Высота уступа принимается из расчета отбойки в течение смены полосы угля шириной 0,9 м. При крепких углях она равна 4—8 м, при углях средней крепости — 8—12 м, при мягких углях — 12—16 м.

Опережение уступов принимается кратным ширине вынимаемой полосы угля (1,8; 2,7 и 3,6 м). Чем больше высота уступов, тем больше их опережение, но при этом повышается опасность обрушения нависающего массива угля. Поэтому на пластах с крепким углем при коротких уступах рекомендуемое опережение составляет 1,8 м, а с мягким углем — не более 3,6 м.

Первый (магазинный) уступ обычно опережает второй на 7—10 м. При высоте этого уступа 6—10 м образуется пространство (магазин), в котором размещается запас отбитого угля. Это позволяет вести добычу угля и в промежутках между заменой составов вагонеток.

При полевой подготовке, когда групповой штрек сбивается короткими квершлагами с откаточным, применяется вариант сплошной системы разработки лава-этаж с потолкоуступным забоем без оставления целиков над откаточным штреком, а в отдельных случаях — и без магазинного уступа.

Область применения системы: крутые тонкие и средней (до 1,5 м) мощности пласты с боковыми породами любой устойчивости; газоносность — любая.

Достоинства: минимальный объем подготовительных работ, отсутствие тупиковых забоев подготовительных работ.

Недостатки: большие затраты на поддержание выработки, отсутствие предварительной разведки пласта.

Сплошную систему разработки лава-этаж с прямолинейным забоем на крутых пластах применяют только при выемке угля комбайнами (реже стругами) с индивидуальной крепью, хотя в большинстве случаев предпочтение отдается столбовым системам.

18.3. Комбинированные системы разработки

Комбинированные системы разработки характеризует одновременное наличие в порядке ведения очистных и подготовительных работ в пределах выемочного поля элементов как столбовой, так и сплошной системы разработки. Так, например, к комбинированным следует относить такие варианты систем разработки с выемкой угля по падению (восстанию), когда одна из прилегающих к очистному забою наклонных выработок проводится на всю высоту горизонта, а другая сооружается по мере подвигания очистного забоя.

К комбинированным относятся также системы разработки тонких крутых пластов, когда исходящая струя отводится на передний промежуточный квершлаг, а уголь транспортируется на задний промежуточный квершлаг.

Из множества вариантов комбинированных систем разработки следует выделить систему разработки парными штреками (рис. 18.16). Сущность ее заключается в том, что нечетные этажи (ярусы) отрабатываются в прямом порядке сплошной системой, а четные, оказывающиеся оконтуренными выработками, — столбовой.

Область применения: тонкие и средней (до 1,5 м) мощности пласты с углом падения до 15° при любой их газоносности, за-

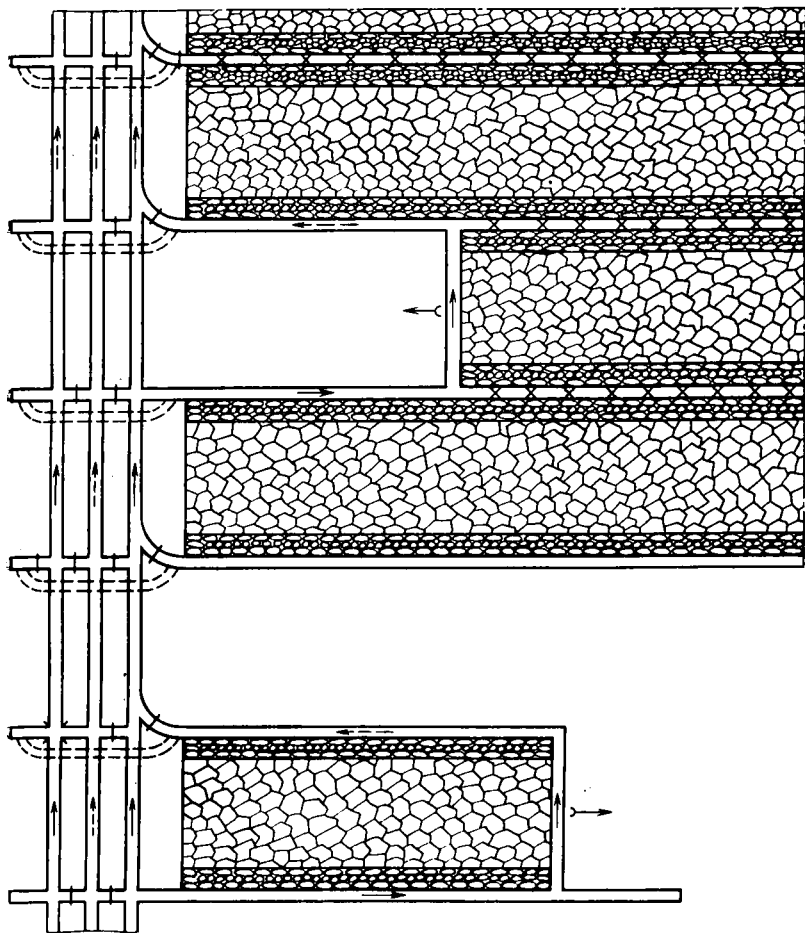


Рис. 18.16. Комбинированная система разработки парными штреками

легающие в устойчивых и средней устойчивости вмещающих породах и не имеющие значительных геологических нарушений.

Достоинства: быстрое развитие фронта очистных работ, эффективное проветривание лав обособленной струей, небольшие потери угля в связи с практическим отсутствием целиков, высокие скорости продвижения «обратных» лав даже на сильногазоносных и выбросоопасных пластах.

Недостатки: неполное использование фронта очистных работ, интенсивное воздействие горного давления на штреки и сопряжения их с очистными забоями, высокая трудоемкость поддержания подготовительных выработок.

19. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ И ПОДДЕРЖАНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ВЫЕМОЧНОМ ПОЛЕ

19.1. Технология и механизация проведения выработок

Технологическая схема проведения выработки — определенный, увязанный во времени и пространстве порядок выполнения основных и вспомогательных процессов при соответствующем этому порядку расположении оборудования.

К основным процессам при проведении выработок относятся разрушение породы, погрузка и транспортирование отбитой горной массы и крепление выработки.

Вспомогательные процессы включают настилку путей, устройство разминок для маневровых операций, доставку материалов, прокладку и наращивание труб и кабелей, устройство освещения и маркшейдерское обеспечение проведения выработки по заданному направлению.

Технологические схемы различаются в зависимости от проведения выработки по однородным и неоднородным породам. При проведении выработки по неоднородным породам их выемка может осуществляться сплошным забоем или селективно (раздельно). При раздельной выемке угля и породы выработки могут проводиться узким или широким забоем.

Основные схемы проведения выработок приведены на рис. 19.1.

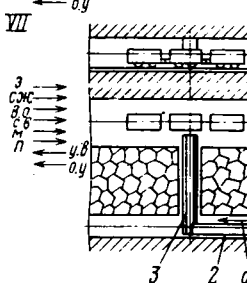
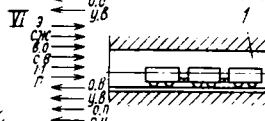
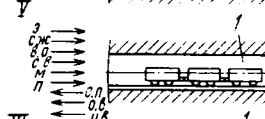
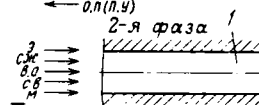
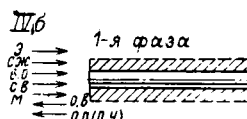
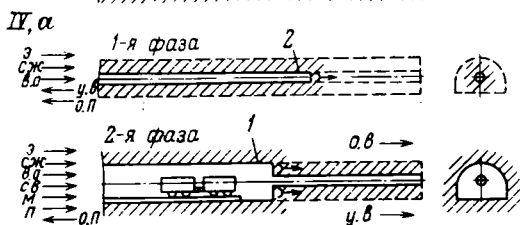
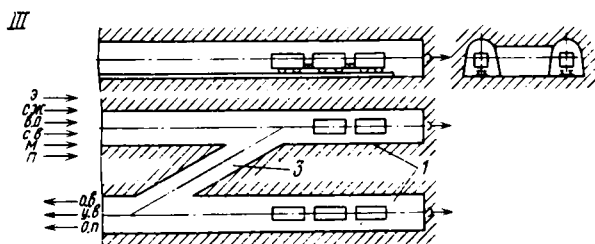
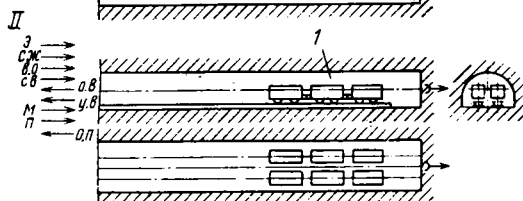
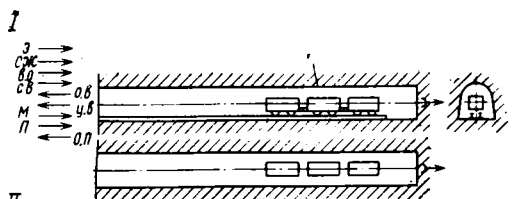
Наиболее проста схема *I*, когда одиночная однопутная выработка проводится узким сплошным забоем. Для обеспечения маневровых операций по длине выработки устраиваются разминовки.

Для устранения затруднения в организации разъезда встречного транспорта применяется схема проведения двухпутных выработок узким забоем (схема *II*).

Обе схемы (*I* и *II*) характеризуются сложностью организации проветривания при проведении протяженных выработок.

В схеме *III* предусматривается одновременное проведение двух параллельных выработок на небольшом расстоянии друг от друга. Главные достоинства схемы — надежное проветривание выработок за счет общешахтной депрессии, небольшая длина тупиковой части выработок. Недостаток схемы — ограниченная по эксплуатационным соображениям необходимость проведения двух параллельных выработок.

В схемах *IV*—*V* предусматривается последовательное проведение узким забоем одиночной (реже спаренной) выработки меньшим сечением, а затем ее расширение до проектного сечения.



орошения (в. о), пода
воздуха, подачи порож
отбитой породы (о. л)

Наиболее широко применяется для проведения выработок по неоднородным породам узким забоем схема VI с отдельной выемкой угля и породы, которая, правда, отличается максимальной сложностью организации работ. При проведении выработок по неоднородным породам с оставлением породы в шахте применяется схема VII (широким забоем).

Основными способами проведения выработок являются буровзрывной и комбайновый.

Буровзрывной способ проведения выработок. Он применяется при проведении выработок по неоднородным и однородным породам. Основные процессы проходческого цикла: бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя и приведение его после взрывания в безопасное состояние, погрузка породы и возведение постоянной крепи. К вспомогательным процессам относятся процессы, выполняемые одновременно с основными и имеющие относительно небольшую трудоемкость (настилка путей, наращивание трубопроводов и кабелей, устройство водоотливных каналов и др.).

Буровзрывные работы. К параметрам буровзрывных работ относятся тип взрывчатого вещества (ВВ) и средств взрывания, величина и конструкция заряда ВВ, число, длина и диаметр шпуров, их расположение в забое и порядок взрывания.

В СССР для взрывных работ в забоях по углю и породе в шахтах, опасных по газу или пыли, применяются так называемые предохранительные ВВ, обладающие пламегасящими свойствами, аммониты АП-5ЖВ, Т-19, ПЖВ-20, углениты Э-6 и 12ЦБ, а в не опасных по газу или пыли шахтах — также игданит, гранулит и водонаполненные ВВ (аммиачно-селитренные ВВ с добавлением тротила, воды, загустителя и алюминиевого порошка).

На шахтах Франции, Великобритании и других стран широко используются аммиачно-селитренные ВВ с ионообменными солями. В состав этих ВВ вместо аммиачной селитры и хлористого натрия входят натриевая селитра и хлористый аммоний.

Для повышения детонационных свойств и снижения склонности ВВ к слеживанию в их состав вводится небольшое количество нитроглицерина.

Взрывание шпуровых зарядов производится электрическим способом с широким использованием детонаторов короткозамедленного и замедленного действия. Источником тока служат различные взрывные машинки, преимущественно конденсаторного типа.

Шпуры заряжаются вручную. Для досылки патронов ВВ в шпур используются забойники, которые представляют собой выполненные из дерева или пластмассы стержни.

В целях ускорения зарядания и достижения большей плотности заряда применяются удлиненные патроны ВВ. Так, на-

пример, длина патронов аммиачно-селитренных ВВ, применяемых в западноевропейских шахтах, достигает 25—40 см. В качестве забойки шпуров в выработках, проходимых по породе, в основном используется глинистый материал, реже — водяные ампулы из пластмассы и специальные пасты. В выработках, проходимых по углю, на зарубежных шахтах применяются главным образом водяная забойка и песок в бумажной упаковке.

В шахтах Франции, Великобритании и других стран находят применение также патроны сжатого воздуха типа «Армстронг» с высоким (до 80 МПа) давлением и гидравлический способ взрывания, когда в шпур помещается заряд водоустойчивого ВВ с электродетонаторами, а вместо забойки в шпур вводится трубка-зонд, через которую подается вода под давлением от 0,5 до 2,4 МПа. При взрывании разрушение массива происходит при помощи совместного действия воды и взрывных газов.

Число шпуров в забое определяется из условия размещения необходимого количества ВВ и правильного оконтуривания выработки и зависит от физико-механических свойств пород, площади поперечного сечения выработки, свойств ВВ, диаметра патронов, конструкции заряда и других факторов.

Диаметр шпуров принимается на 3—5 мм больше диаметра патронов ВВ и изменяется от 35 до 50 мм.

Комплект шпуров состоит из врубовых, отбойных и вспомогательных (оконтуривающих) шпуров. Врубовые шпуры предназначены для образования второй обнаженной поверхности за счет разрушения и частичного выброса некоторого объема породы. Отбойными шпурами разрушают основную массу породы, а вспомогательными отбивают породу по контуру выработки для придания поперечному сечению ее необходимых размеров и формы.

Число отбойных шпуров

$$N_1 = P/b,$$

где P — периметр поперечного сечения выработки, м; b — расстояние между отбойными шпурами (в зависимости от крепости пород $b = 0,5—0,8$ м).

Число врубовых и вспомогательных шпуров

$$N_2 = (Q - k\gamma N_1)/g,$$

где Q — расход ВВ на одну заходку, кг; k — коэффициент уменьшения заряда отбойных шпуров ($k = 0,75—0,8$); γ — масса заряда одного отбойного шпура, кг; g — масса заряда одного шпура, кг.

$$g = 0,001\pi d^4 l a_1 \Delta / 4,$$

где d — диаметр патрона ВВ, см; l — длина шпура, см; a_1 — коэффициент заполнения шпура (для шахт, опасных по газу

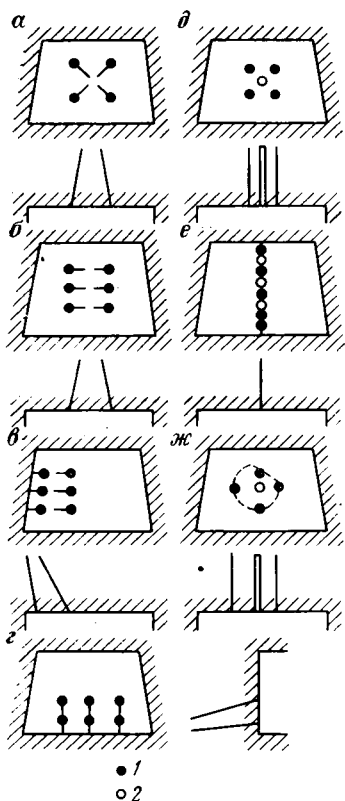


Рис. 19.2. Схемы расположения врубовых шпуров:

а — пирамидальная; б — клиновья; в — боковая; г — нижняя односторонняя; д — призматическая; е — щелевая; ж — спиральная; з — прямая несимметричная; 1, 2 — соответственно заряженные и незаряженные шпуры

или пыли, $a_1 = 1 - 0,5/l$; для шахт, не опасных по газу или пыли, $a_1 = 0,7 \div 0,8$; Δ — плотность ВВ в патронах, г/см³.

Найденное значение N_2 уточняется по результатам опытного взрывания.

Длина шпуров чаще всего выбирается исходя из выполнения работ проходческого цикла в заданное время.

Расположение врубовых шпуров или тип вруба принимается в зависимости от площади забоя, крепости и структуры пород и других факторов. Наиболее распространенные схемы врубовых шпуров показаны на рис. 19.2.

Оконтуривающие шпуры в крепких и вязких породах располагаются на расстоянии 0,1 м от контура выработки при расстоянии между шпурами 0,5—0,65 м, в породах средней крепости — 0,2 м от контура при расстоянии между шпурами до 0,7—0,8 м.

Отбойные шпуры равномерно размещаются по площади забоя, чтобы обеспечить равномерное дробление породы.

На многих шахтах Западной Европы нашла распространение схема, при которой все шпуры, в том числе и врубовые, бурятся параллельно оси выработки.

Бурение шпуров является одним из трудоемких процессов проходческого цикла. На его долю приходится до 30—45% общей продолжительности цикла.

Шпуры бурят бурильными машинами вращательного, ударно-поворотного и вращательно-ударного действия.

Вращательное бурение шпуров производят электросверлами (реже пневмосверлами), резец бура которых при поступательном движении срезает стружку, непрерывно внедряясь в массив. Витая штанга бура обеспечивает удаление из шпура буровой мелочи. Ручные электросверла массой 12—20 кг применяют для бурения по углю и мягким породам. В породах с пределом прочности 30—80 МПа для бурения шпуров используют колонковые

электросверла, устанавливаемые на распорных колонках и манипуляторах погрузочных машин или специальных тележках.

На базе колонковых сверл путем замены электродвигателя на гидродвигатель с насосом переменной подачи созданы гидросверла.

При бурении электросверлами применяют буровые штанги из витой и круглой стали со съёмными резцами, армированными пластинками твердого сплава.

Для бурения шпуров по породам с пределом прочности более 80 МПа используют пневматические и гидравлические бурильные машины (перфораторы) ударно-поворотного и вращательно-ударного действия. При ударно-поворотном бурении по хвостовику бура наносится удар, после чего бур поворачивается на 10—15°. При каждом ударе лезвие коронки бура внедряется в породу, происходит смятие породы под резцом и скалывание ее по площади сектора. Площадь сектора зависит от угла поворота бура после каждого удара.

По условиям применения и способу установки перфораторы делят на переносные, колонковые и телескопные.

Переносные перфораторы (массой 11—30 кг) применяют при бурении шпуров, направленных горизонтально и вертикально вниз, колонковые (массой 30—50 кг)—горизонтальных или слабонаклонных шпуров диаметром до 85 мм в крепких и весьма крепких породах, телескопные (массой 34—46 кг)—восстающих шпуров (под углом 45° и более).

Бурильные машины вращательно-ударного действия используют при бурении по породам с пределом прочности 20—140 МПа. Принцип вращательно-ударного бурения состоит в том, что одновременно с вращением бура по его хвостовику наносится до 4000 ударов в минуту. При таком воздействии на забой шпура происходит эффективное разрушение породы в результате ее смятия в момент удара и скалывания при вращении.

Колонковые бурильные машины устанавливают на винтовых распорных колонках, пневмоподдержках или специальных платформах на колесно-рельсовом, пневмоколесном и гусеничном ходу, называемых буровыми каретками. Комплекс бурильных машин, смонтированных на буровой каретке с помощью манипуляторов, называют бурильной установкой. Схема бурильной установки на колесно-рельсовом ходу приведена на рис. 19.3.

В угольных шахтах СССР в основном применяют ручные и колонковые электросверла и в меньшей степени бурильные машины с пневмоприводом. В зарубежных странах в последние годы созданы гидравлические бурильные машины, которые серийно выпускаются фирмами «Атлас-Копко» (Швеция), «Тампелла-Тамрок» (Финляндия), «Ингерсолл Рэнд» (США), «Фурукава» (Япония), «Секома» (Франция), «Зальцгиттер» (ФРГ).

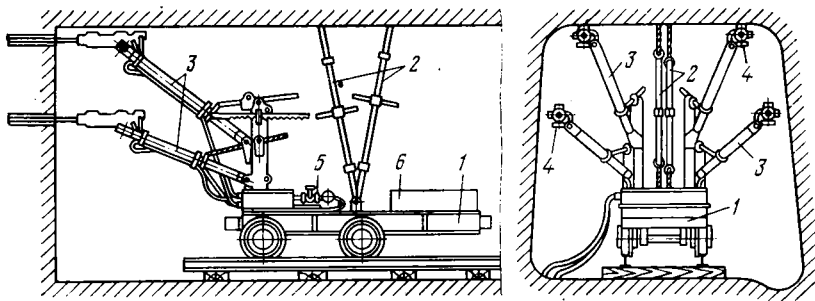


Рис. 19.3. Схема бурильной установки на колесно-рельсовом ходу:

1 — платформа; 2 — распорные колонки; 3 — манипуляторы; 4 — кронштейны для крепления податчиков; 5 — распределитель сжатого воздуха; 6 — балласт

Гидравлические перфораторы работают по принципу периодического изменения давления рабочей жидкости по обе стороны поршня-ударника, совершающего возвратно-поступательное движение. Поворот бурового инструмента осуществляется одним или двумя встроенными гидродвигателями с зубчатой передачей через специальный вал. В конструктивном отношении гидравлические перфораторы более просты, чем пневматические, так как их ударный механизм имеет небольшое число движущихся частей. Использование поршня-ударника удлиненной формы обеспечивает лучшую передачу энергии удара в системе поршень — буровой инструмент.

По сравнению с пневматическими гидравлические перфораторы требуют меньших затрат энергии на разрушение породы, их применение позволяет уменьшить расход бурового инструмента, значительно снизить уровень шума и вибраций. Основным недостатком гидравлических перфораторов — их нагревание, что требует использования различного рода охладителей.

Буровой инструмент при бурении — обычно буры со съемными коронками, армированными твердыми сплавами в виде пластинок или цилиндрических штырей.

Бурение шпуров сопровождается значительным пылеобразованием. Наибольшую опасность представляет пыль, образующаяся при бурении по породам, содержащим более 10% свободной двуокиси кремния. Для уменьшения запыленности воздуха бурение ведут с промывкой или сухим пылеотсосом.

Проветривание. Проветривание тупиковых частей подготовительных выработок может осуществляться нагнетательным, всасывающим или комбинированным способом (рис. 19.4).

Чаще всего применяют нагнетательный способ проветривания (см. рис. 19.4, а). Вентилятор местного проветривания направляют на свежей вентиляционной струе на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи и по трубопроводу подают в за-

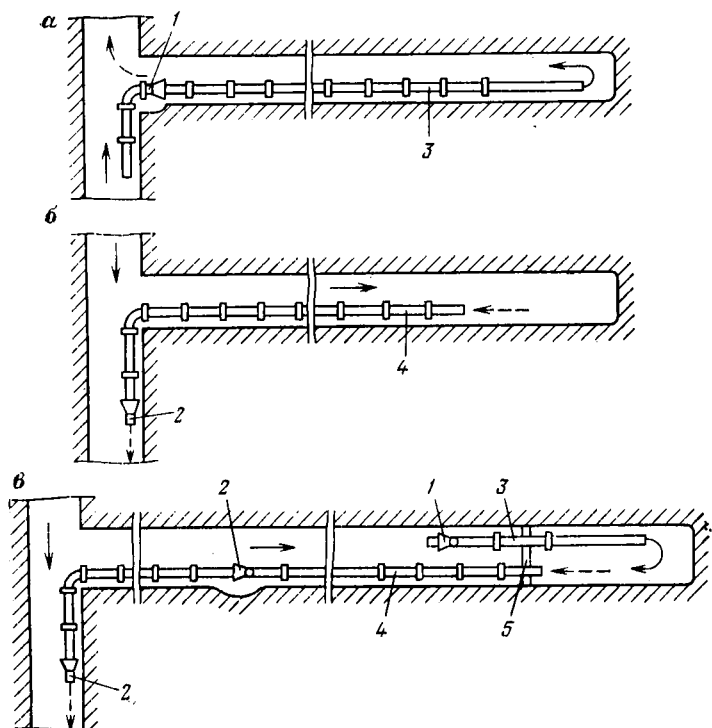


Рис. 19.4. Схемы проветривания тупиковых частей подготовительных выработок нагнетательным (а), всасывающим (б) и комбинированным (в) способами: 1 — нагнетательный вентилятор; 2 — всасывающий вентилятор; 3 — нагнетательный трубопровод; 4 — всасывающий трубопровод; 5 — перемычка

бой воздух. Воздух, загрязненный продуктами взрыва и выделяющимися из угля газами, движется в обратном направлении по всему сечению выработки. Подача вентилятора не должна превышать 70% количества воздуха, поступающего к нему за счет общешахтной депрессии.

При всасывающем способе проветривания (см. рис. 19.4, б) в вентиляционный трубопровод попадают лишь газы, отброшенные при взрыве от забоя и находящиеся в непосредственной близости (1—1,5 м) от входного отверстия трубопровода. Его достоинство — выработка на всем протяжении (за исключением 25—30 м у забоя) остается свободной от продуктов взрыва.

Комбинированный способ (см. рис. 19.4, в) применяют для ускорения проветривания. На некотором расстоянии от забоя устанавливают перемычку с дверью, которая во время проветривания должна быть закрыта. Через перемычку проложены нагнетательный и всасывающий трубопроводы.

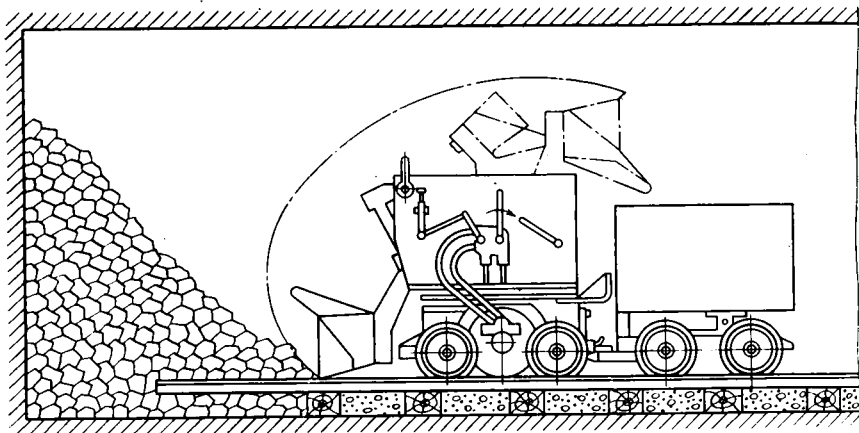


Рис. 19.5. Схема работы погрузочной машины с ковшовым исполнительным органом нижнего захвата

Вентиляционные трубы изготовляют из металла, ткани или полимерных материалов. При нагнетательном способе проветривания применяют выполненные из прорезиненной ткани трубы диаметром 0,3—0,6 м.

Вентиляторы местного проветривания по роду энергии могут быть пневматические и электрические, а по принципу работы — осевые и центробежные. Чаще распространены осевые вентиляторы как наиболее компактные и удобные в работе.

После проветривания забой приводят в безопасное состояние. При этом проверяют, все ли заряды взорваны, нет ли отказов, не грозит ли обрушение пород из кровли и боков выработки, не повреждена ли крепь.

Погрузка взорванных пород. Погрузка породы производится с помощью погрузочных машин и скреперных установок.

Погрузочные машины делят на машины периодического и непрерывного действия. По способу захвата погружаемого материала они бывают с нижним, боковым и верхним захватом, по типу исполнительных органов — ковшовые, с нагребными лапами или скребками и грейферные.

При погрузке крепких пород в горизонтальных выработках применяют погрузочные машины периодического действия с ковшовым исполнительным органом нижнего захвата. Схема работы такой машины приведена на рис. 19.5. Машина состоит из самоходной тележки для перемещения по рельсовым путям, ковша, укрепленного на двух кулисах, и механизма подъема ковша. При движении машины вперед ковш внедряется в породу. Затем он поднимается над машиной и разгружается в вагонетку. Выгрузку породы из ковша можно осуществлять также

в бункер, а из него уж грузить породу в вагонетку или на конвейер. При проведении полевых и пластовых штреков в угольных шахтах ФРГ, ПНР, ЧССР, Франции и ряда других стран применяют ковшовые погрузочные машины с боковой разгрузкой. Эти машины более подвижны, могут работать в наклонных выработках (в уклонах до 15° и в бремсбергах до 10°), способны грузить крупнокусковую породу.

Погрузку мягких и средней крепости пород производят погрузочными машинами непрерывного действия (с нагребавшими лапами). Нагребавшие лапы захватывают породу и передают ее на приемный скребковый конвейер, с которого она перегружается на ленточный конвейер и далее грузится в вагонетку или конвейер, установленный в выработке.

Техническая производительность выпускаемых погрузочных машин периодического действия колеблется от 0,8 до $1,25 \text{ м}^3/\text{мин}$, непрерывного действия — от 2,2 до $4 \text{ м}^3/\text{мин}$. Правда, есть и более мощные машины. Так, например, производительность машины периодического действия «Конвей-75» с ковшовым исполнительным органом вместимостью $0,4\text{—}0,6 \text{ м}^3$ составляет $2,3\text{—}3,4 \text{ м}^3/\text{мин}$, машины непрерывного действия с загребавшими лапами «Джой-МС-5» — до $10 \text{ т}/\text{мин}$. Наиболее известными зарубежными фирмами, выпускающими погрузочные машины, являются «Эймко», «Атлас-Копко», «Джой», «Зальцгиттер», «Мейвор энд Коулсон».

В ПНР, ЧССР, Франции и ФРГ для погрузки угля в выработках, проходимых как по углю, так и по породе, довольно широко используются скреперные установки. Их достоинства: простая и надежная конструкция, возможность погрузки пород любой крепости, независимость производительности от формы развала горной массы, наклона выработки и ее сечения, небольшая стоимость. Кроме того, применение скреперных установок позволяет вести уборку взорванной горной массы из забоя даже в случае выхода из строя транспортного оборудования. Скреперные установки выпускают заводы «Острой» (ЧССР), предприятие «Нивка» (ПНР), фирмы «Демайн», «Самийя» (Франция), «Демаг», «Машиненфабрик», «Вольф» (ФРГ).

Комбайновый способ проведения выработок. При комбайновом способе разрушение горной массы и ее погрузка осуществляются одной машиной — проходческим комбайном. Это значительно упрощает технологию и организацию работ по проведению выработки.

В мировой практике известны проходческие комбайны трех типов: со стреловидным исполнительным органом (избирательного действия), бурового действия и короткозабойные.

При проведении выработок в пределах выемочного поля преимущественное распространение получили комбайны со стрело-

видным исполнительным органом. Исполнительный орган оснащен фрезерной головкой, обрабатывающей заходками всю площадь забоя. Комбайны имеют механизм перемещения (обычно гусеничный, реже шагающий), погрузочный орган (нагребающие лапы или скребковый конвейер с консольными скребками на подъемно-поворотном столе, качающийся погрузочный диск-плуг), скребковый конвейер, перегружатель, привод (электрический, пневматический или гидравлический), средства пылеподавления (орошение и пылеотсос) и др.

Достоинства комбайнов со стреловидным исполнительным органом: возможность изменения в широком диапазоне размеров и форм сечения проводимой выработки; раздельная выемка угля и породы; возможность использования в выработках с углом наклона до 25° ; свободный доступ к забою.

В настоящее время эксплуатируется третье поколение проходческих комбайнов избирательного действия. Первые проходческие комбайны были созданы в СССР. Применение их в угольной промышленности стран Западной Европы началось в 1962 г. (советский комбайн ПК-3, экспортированный в Великобританию).

В результате унификации и модернизации проходческих комбайнов избирательного действия в СССР к серийному производству приняты два базовых типа: ГПКС и 4ПП-2.

Семейство комбайнов типа ГПКС состоит из нескольких моделей, предназначенных для проведения горных выработок по углю или смешанным забоем при пределе прочности присекаемых пород до 50 МПа. Площадь поперечного сечения проводимых выработок $4,7\text{--}15\text{ м}^2$, угол их наклона до $20\text{--}25^\circ$. Масса комбайнов $19\text{--}20\text{ т}$.

На базе комбайна 4ПП-2 создается семейство унифицированных проходческих комбайнов, предназначенных для проведения горных выработок по углю или смешанным забоем (при породах с пределом прочности до 60 МПа) с площадью поперечного сечения $9\text{--}25\text{ м}^2$ и угле наклона до 25° . Для проведения выработок только по углю предназначается комбайн 4ПП-2У с увеличенной частотой вращения коронки. Масса комбайна $40\text{--}43\text{ т}$.

В дальнейшем планируются разработка и внедрение проходческих комплексов с комбайнами, позволяющих комплексно механизировать все основные процессы проходческого цикла. Такие комплексы создаются на базе серийных проходческих комбайнов ГПК-2 (масса 40 т) и 4ПП-5 (масса 70 т) со стреловидными исполнительными органами.

Зарубежные конструкции комбайнов со стреловидными исполнительными органами можно объединить в следующие группы:

массой до 30 т, предназначенных для проведения выработок

по породам с пределом прочности до 80 МПа («Доско МК2А», PSV);

массой 30—50 т, предназначенных для проведения выработок по породам с пределом прочности до 100 МПа («Доско МК2В», «Доско SL-120», «Доско LH-1300», EVA-160, VS2ES, VS-3, «Роботер», «Альпине AM-50»);

массой 65—110 т для проведения протяженных штреков по породам с пределом прочности до 120 МПа при наличии тонких пропластков с пределом прочности до 180 МПа («Доско МК3», «Альпине AM-100», «Паурат Е-134», «Паурат Е-200», EVR-120/160, «Бизон WAV-200»).

При этом в конструкциях комбайнов наряду с традиционными используются новые исполнительные органы: сдвоенные (комбайны «Доско ТВ600», «Доско ТВ2000», «Доско ТВ3000»), с продольно-режущей (комбайны «Роботер», VS-3) и поперечно-режущей (комбайны EVA-160, «Бизон WAV-200») головками. В СССР и ФРГ ведутся работы по созданию комбайнов с комбинированными исполнительными органами (резцовая коронка и ударно-скалывающий механизм), предназначенных для проведения выработок по углю с включением абразивных пород.

В качестве погрузочного устройства в большинстве комбайнов использованы нагребающие лапы. В некоторых конструкциях вместо нагребающих лап применены фронтальный погрузчик с двухшарнирной цепью (комбайн PSV) и качающийся погрузочный лемех в сочетании с боковым конвейером (комбайн «Бизон WAV-200»).

Некоторые комбайны оснащены средствами механизации возведения элементов крепи. Для этой цели в комбайне «Бизон WAV-200» используются специальные площадки, в комбайне EVR-120/160 — подъемники на стреле.

Для проведения подготовительных выработок без подрывки боковых пород созданы комбайны «Мунико», EWLK с установленным на горизонтальной оси шнековым исполнительным органом, VW с фрезерным исполнительным органом и Т-образным конвейером, «Ин-Сим-Майер» с режуще-погрузочным баром.

Считается, что применение комбайнов избирательного действия рентабельно при скорости проведения выработок 150 м/мес. Эффективность использования комбайнов связывают с унификацией поперечных сечений подготовительных выработок, которая позволяет использовать один базовый комбайн.

Совершенствование проходческих комбайнов избирательного действия в основных угледобывающих странах ведется в направлении увеличения их энерговооруженности, улучшения геометрии зубков и способа их армирования, расположения и крепления зубков на рабочем органе, снижения пылеобразования, вибрации и уровня шума, использования на комбайнах уст-

роЙств для возведения постоянной крепи, подтягивания ленточных конвейеров и вентиляционных труб.

Важнейшей задачей остается автоматизация управления комбайнами. В настоящее время уже созданы опытные образцы дистанционно управляемых комбайнов с программным управлением — ПК-200 (СССР), «Бизон WAV-200» (ФРГ).

Отдельные образцы проходческих комбайнов бурового действия, испытывавшиеся на угольных шахтах СССР, ФРГ и Великобритании, в принципе доказали свою работоспособность и конкурентоспособность по отношению к буровзрывному способу при проведении протяженных выработок по породам с пределом прочности более 80 МПа.

Комбайны бурового действия, входящие в состав выпускаемых в СССР проходческих комплексов «Союз-19У» и КРТ, оснащены исполнительным органом роторного типа с шарошками, разрушающим породу сразу по всей площади забоя. Механизм перемещения — гидравлический, распорно-шагающий. Энерговооруженность комплексов составляет соответственно 900 и 550 кВт, масса — 280 и 130 т.

Из зарубежных конструкций наиболее удачными считаются комбайны TVM-48 и TVM-54/58 фирмы «Демаг» (ФРГ). Они предназначены для проведения выработок по породам с пределом прочности до 140—160 МПа площадью поперечного сечения 15,2 и 18 м² (TVM-48), 22 и 27 м² (TVM-54/58). Масса комбайнов соответственно 180 и 270 т, энерговооруженность 635 и 785 кВт.

При применении комбайнов бурового действия скорость проведения выработок составляет в среднем 10—15 м/сут (максимальная 25 м/сут), что примерно в 2 раза выше аналогичного показателя при буровзрывном способе проведения. Вместе с тем использование таких комбайнов характеризуется весьма большой трудоемкостью работ по доставке, монтажу-демонтажу оборудования. В связи с этим специалисты ФРГ считают, что их применение экономически оправдано только при проведении весьма протяженных выработок (длиной не менее 3000 м). Кроме того, широкому их внедрению препятствуют значительная площадь обнажения кровли у забоя, приводящая к вывалам пород, сложность установки крепи в забое, высокая температура воздуха из-за большой установленной мощности электродвигателей, сложные условия проветривания из-за загроможденности выработки.

Короткозабойные комбайны в основном предназначены для очистной выемки угля при камерной и камерно-столбовой системах разработки, широко применяемых в США, Австралии и ряде других стран, и выпускаются преимущественно фирмами «Джой», «Джеффри» и др. Эти же комбайны используются для проведения выработок в выемочном поле при указанных систе-

мах. Применение их для проведения выработок при системах разработки с длинными очистными забоями ограничивается отдельными случаями (ФРГ, Великобритания).

Крепление выработок. При буровзрывном способе проведения выработок крепление выработок занимает 44—55% общей продолжительности проходческого цикла, при комбайновом — 40—50%.

Крепь подготовительных выработок, проходимых в пределах выемочного поля, разделяют по сроку службы на временную и постоянную, по характеру работы — на жесткую, податливую и шарнирную, по виду материала — на деревянную, металлическую, смешанную и анкерную, по конструктивным признакам — на сплошную и рамную. Временная крепь поддерживает выработку лишь на некотором расстоянии от забоя и затем заменяется постоянной, поддерживающей выработку в течение всего срока ее службы.

Временная крепь проще постоянной, легче ее и возводится быстрее.

Жесткой крепью называют крепь, конструкция которой не допускает взаимного сближения, проскальзывания, смятия и внедрения в породу ее малодеформируемых элементов. Если элементы крепи могут значительно деформироваться, допускают взаимное сближение, проскальзывание без потери несущей способности, то такая крепь называется податливой. В шарнирной крепи несущие элементы могут поворачиваться относительно друг друга.

Подготовительные выработки в пределах выемочного поля в течение срока службы находятся как в зоне установившегося горного давления (за пределами влияния очистных работ или в их отсутствие), так и в зоне повышенного горного давления, связанного с ведением очистных работ. Поэтому основным видом крепи для них является рамная металлическая податливая крепь, как правило, арочной и реже кольцевой или подковообразной формы. Конструкции рамной податливой металлической крепи показаны на рис. 19.6.

Арочная трехзвенная податливая крепь применяется при отсутствии пучащих пород в почве выработки при смещении кровли не более 0,3 м. При больших смещениях используется пятизвенная крепь. Обязательным условием эффективного применения арочной податливой крепи является тщательная забутовка пространства между крепью и боками выработки (закрепного пространства). Для обеспечения конструктивной податливости элементы крепи изготовляют из специального желобчатого и (в основном за рубежом) двутаврового или колоколообразного взаимозаменяемого профиля, позволяющего накладывать концы элементов друг на друга и стягивать эти концы хомутами. Сила трения, возникающая между стянутыми элементами кре-

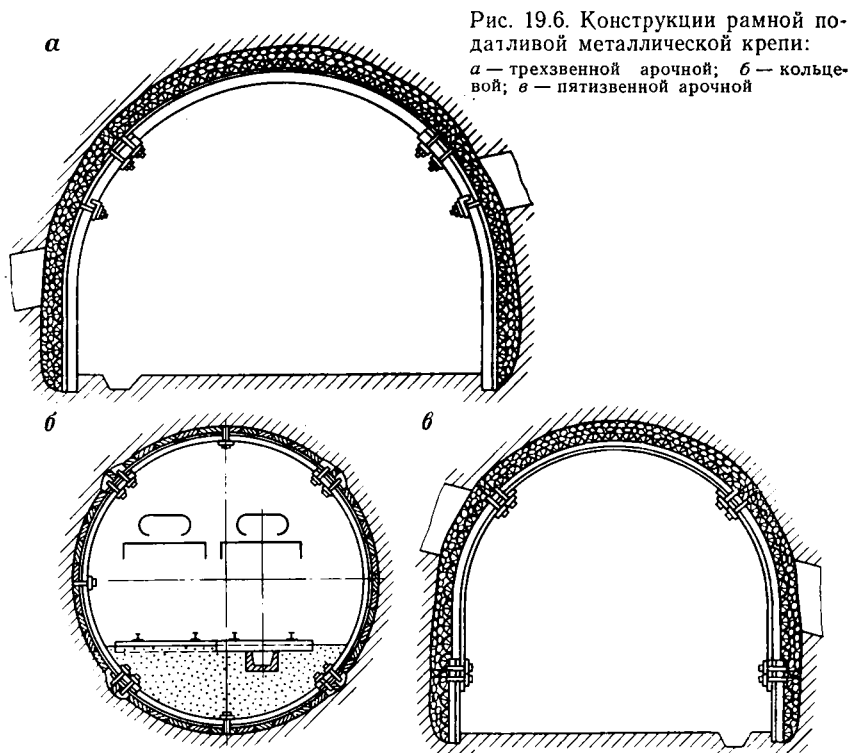


Рис. 19.6. Конструкции рамной податливой металлической крепи:
а — трехзвенной арочной; *б* — кольцевой; *в* — пятизвенной арочной

пи, обеспечивает ее податливость, величина которой может регулироваться силой затяжки хомутов.

Нахлестка концов спецпрофиля в узле податливости обычно составляет 0,3 м, расчетная податливость одного узла равна 0,2 м. Для повышения расчетной податливости применяют последовательное соединение нескольких узлов податливости.

В практике достаточно широко применяется деревянная крепь, которая по своим характеристикам может быть отнесена к крепям с весьма ограниченной податливостью, обусловленной смятием элементов крепи. Выработка, закрепленная деревянной крепью, имеет трапецевидную форму. Крепежная рама состоит из двух стоек и верхняка (неполная рама). При пучащих или слабых породах в состав крепежной рамы входит также лежень, укладываемый на почве выработки (полная рама). Элементы крепежной рамы изготовляют из круглого леса хвойных пород диаметром 0,18—0,22 м.

В неустойчивых породах рамы устанавливают вплотную друг к другу (сплошная крепь), в устойчивых — на расстоянии 0,5—1,2 м (вразбежку). Кровля и бока выработки в последнем

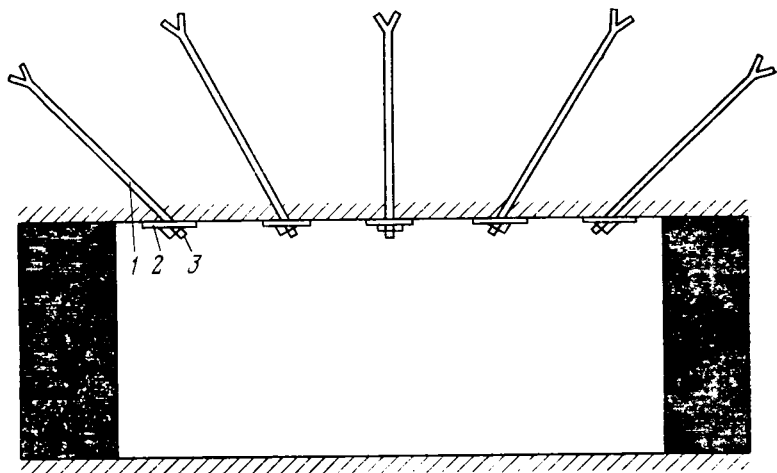


Рис. 19.7. Выработка, закрепленная анкерной крепью:

1 — анкер; 2 — опорная плита; 3 — гайка

случае затягиваются деревянными или железобетонными затяжками, проволоочной сеткой.

Анкерная металлическая крепь применяется самостоятельно или в сочетании с рамной крепью, проволоочной сеткой или набрызгбетоном.

Анкерная крепь конструктивно отличается от вышерассмотренных видов крепи тем, что ее устанавливают внутри массива горных пород (в шпурах), стягивая отдельные слои или блоки пород. Анкерная крепь состоит из отдельных стержней (штанг), закрепленных в шпурах и удерживающих нижние слои (куски) породы в кровле выработки от сдвижения и обрушения (рис. 19.7). При необходимости анкерную крепь устанавливают также в боках выработки.

По способу закрепления различают анкеры двух типов: с закреплением в донной части шпура и с закреплением по всей длине шпура или значительной его части.

Простейшим анкером первого типа является клинощелевой. Он представляет собой стальной стержень диаметром 19—25 мм и длиной 1—3 м. На верхнем конце стержня имеется продольная щель шириной 3—5 мм и длиной 150—200 мм, на нижнем — резьба. Перед вводом анкера в шпур в продольную щель вставляют металлический клин длиной 120—180 мм. Анкер со вставленным клином вводят в шпур до конца и расклинивают ударами. После расклинивания на анкер надевают опорную плиту с шайбой и затягивают гайку.

Достоинства клинощелевых анкеров: простота конструкции при достаточной прочности, небольшая стоимость. Их недостат-

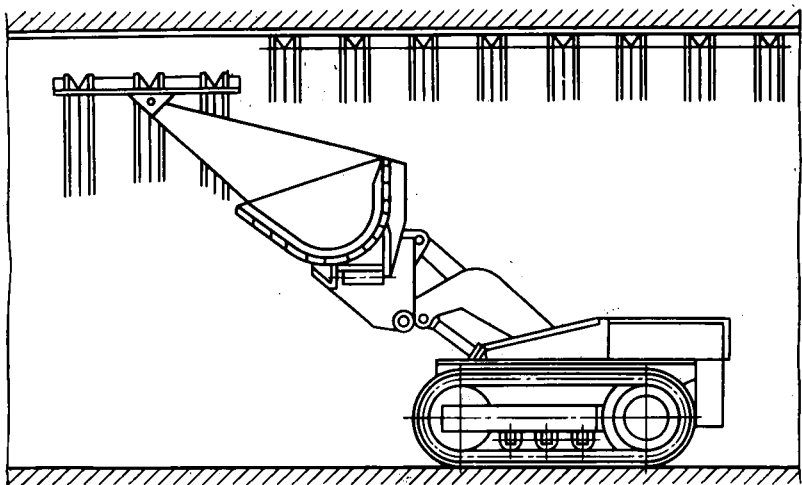


Рис. 19.8. Схема подъема верхних сегментов арочной крепи ковшом погрузочной машины (Рурский бассейн, ФРГ)

ки: необходимость точного соблюдения длин и диаметров шпура и штанги, невозможность повторного использования.

Более совершенными являются анкеры с распорной головкой, которые не требуют точного соответствия диаметров шпура и штанги и позволяют извлекать и повторно использовать крепь.

В последние годы все большее распространение получает второй тип анкерной крепи — с закреплением по всей длине шпура или значительной его части (сталеполимерная и железобетонная). Такие анкеры имеют повышенную несущую способность, относительно недороги, нечувствительны к влиянию взрывных работ, но не способны воспринимать нагрузку сразу же после их установки.

Арочную крепь до настоящего времени устанавливают в основном вручную, используя лишь простейшие приспособления для подъема рам ковшом погрузочных машин или стрелами комбайнов избирательного действия (рис. 19.8).

При проведении выработок комбайнами применяются гидравлические подъемные устройства. При этом гидравлически управляемая крепь обеспечивает защиту от обрушения породы непосредственно в зоне выемки и у комбайна. Передвижка крепи осуществляется при перемещении комбайна, а установка постоянной арочной крепи — непосредственно за ним. Фирмами «Хемшайдт» и «Зальцгиттер» (ФРГ) созданы также передвижные временные крепи, не связанные с комбайнами.

Такелажно-доставочные работы. Высокие технико-экономические показатели при проведении выработок во многом зави-

сят также от выполнения вспомогательных работ, в первую очередь такелажно-доставочных.

Наиболее прогрессивен способ доставки материалов подвесными монорельсовыми дорогами. При размещении подвесной дороги над конвейером, как это допускается в ФРГ, обеспечивается компактное размещение оборудования в выработке с небольшой площадью поперечного сечения. Напочвенные дороги применяются в основном в наклонных выработках.

Средства самоходного транспорта для доставки материалов и оборудования имеют пока ограниченное применение, за исключением шахт США, несмотря на такие их достоинства, как маневренность и автономность питания. В основном это объясняется повышенными требованиями к покрытию дорог.

Примеры проведения подготовительных выработок. Одним из примеров использования комбайна избирательного действия может служить проведение основного штрека смешанным забоем на шахте «Министр Штайн» (ФРГ). Площадь поперечного сечения штрека в проходке 18 м^2 , в свету $14,4 \text{ м}^2$. Коэффициент крепости угля 1,5, присекаемых пород 6.

При проведении выработки использовались проходческий комбайн EVA-160, крепеустановщик фирмы «Дайльман», пылеулавливающая установка PVR-400 фирмы «Хельтер», холодильная установка КР-200 фирмы «Венде унд Мальтер», подвесной промежуточный телескопический ленточный конвейер и штрековый конвейер. Штрек крепился металлической арочной четырехзвенной крепью, затяжка — металлическая решетчатая из стальных прутьев диаметром $0,006—0,008 \text{ м}$. Расстояние между арками крепи составляло 1 м . Подвигание забоя за цикл 1 м .

В выработке монтировались три монорельсовые дороги. Одна из них служила для доставки материалов, другие (вспомогательные) предназначались для подвешивания и передвижения вслед за комбайном призабойного конвейера, крепеустановщика, става вентиляционных труб, пылеулавливающей установки и другого оборудования, а также для монтажа проходческого оборудования и такелажных работ. Последние дороги монтировались только в призабойной части штрека.

Крепеустановщик, передвигавшийся по подвесному монорельсу с помощью пневмодвигателя, служил для подъема и установки над стрелой комбайна предварительно смонтированных на монтажном столе двух верхних сегментов арки крепи. На столе располагались две-три пары таких сегментов.

Питание электроэнергией комбайна и других потребителей осуществлялось через понижающий трансформатор $5000/660 \text{ В}$, который вместе с запасом кабеля крепился к монорельсу за комбайном. При этом кабель подвешивался на монорельсе в виде петель, что позволило наращивать его только после подвигания забоя $80—100 \text{ м}$.

Горная масса с конвейера комбайна поступала на промежуточный ленточный конвейер, подвешенный к монорельсу и имевший аккумулирующее устройство с запасом ленты до 50 м. Натяжная головка этого конвейера располагалась на почве и передвигалась с помощью гидродомкратов. С промежуточного конвейера горная масса передавалась на стационарный штрековый конвейер.

Заданное направление проведения выработки выдерживалось с помощью лазерного устройства, подвешенного к верхнему крепи позади проходческого оборудования.

При проведении штрека достигнуты следующие технико-экономические показатели: средняя скорость проходки 5 м/смену; сменная производительность труда проходчика 0,71 м (10,28 м³).

Особенностью примененной технологической схемы является использование промежуточного телескопического конвейера, которое позволило резко снизить трудоемкость работ по наращиванию конвейера, а также применение нескольких монорельсовых дорог для доставочных, такелажных и монтажных работ, подвески и передвижения вслед за комбайном проходческого оборудования.

Применение комбайна бурового действия можно показать на примере проведения полевого штрека на шахте «Рейнланд» (ФРГ). Штрек площадью поперечного сечения в проходке 28,3 м², в свету 19,1 м² проводился по породам с коэффициентом крепости 8—10.

Проходческое оборудование: буровой комбайн TVM-54-58/60N фирмы «Демаг», промежуточный ленточный конвейер, погрузочный ленточный конвейер. Штрек крепился пятизвенной кольцевой крепью, кольца которой устанавливались через 1 м. В штреке укладывались два рельсовых пути. Горная масса транспортировалась в вагонетках электровозами. Подвигание забоя за цикл 1 м.

Комбайн проводил выработку диаметром 6 м. Порода разрушалась шарошками, установленными на роторном исполнительном органе. К комбайну шарнирно крепилась прицепная станция на рельсово-колесном ходу, на которой располагались электрическая коммутационная аппаратура, три трансформатора, пылеулавливающая и воздухоохладительная установка. Сзади прицепной станции был установлен плуг для выравнивания поверхности породы при засыпке нижнего сегмента сечения выработки. Распор комбайна в выработке и маневрирование осуществлялись с помощью передней и задней распорных систем.

Крепь возводилась с помощью специального крепеустановщика.

Промежуточный конвейер был смонтирован между прицепной станцией и погрузочным конвейером. Здесь производились

засыпка нижнего сегмента сечения выработки породой и укладка рельсов.

Отбитая порода подавалась промежуточным конвейером на погрузочный конвейер длиной 80 м, который был смонтирован на раме portalной конструкции. Длина рамы соответствовала общей длине состава вагонеток вместимостью по 3,5 м³. Во избежание возможных простоев в выработке укладывались два рельсовых пути, на одном из которых вели погрузку породы, а на втором заменяли груженный состав порожним.

Материалы доставлялись каждым вторым составом порожняка, который подавался по одному из рельсовых путей в зону промежуточного конвейера. Здесь материалы разгружали с помощью кран-балки монорельсовой дороги, подавали к комбайну в зону пульта управления, а затем транспортировали до крепеустановщика. По обе стороны рамы portalной конструкции были смонтированы толкатели вагонеток.

Электроэнергия подводилась к комбайну по гибкому кабелю длиной 300 м, который был подвешен к монорельсовой дороге и разматывался по мере продвижения комбайна. Трубопроводы для подачи сжатого воздуха и воды были связаны с комбайном гибкими шлангами.

Во избежание остановок комбайна из-за необходимости наращивания вентиляционного трубопровода между комбайном и стационарным вентиляционным трубопроводом был поставлен аккумулятор системы «Дайльман», при котором удлинение трубопровода можно выполнять без нарушения местного проветривания.

Для поддержания температуры в зоне расположения комбайна ниже 28 °С использовались две холодильные установки производительностью по 1 ГДж/ч.

На прицепной станции были смонтированы три пылеулавливающие установки «Ротовент». Количество запыленного воздуха, отсасываемого из зоны работы исполнительного органа, составляло примерно 150 м³/мин. В случае повышения концентрации метана в забое количество отсасываемого воздуха можно было увеличить вдвое путем включения второй пылеулавливающей установки. Третья установка «Ротовент» включалась при необходимости отсасывания пыли в зоне перегрузки горной массы с промежуточного конвейера на погрузочный.

При использовании комбайна TVM-54-58/60H средняя скорость проведения штрека составила 10,6 м/сут, сменная производительность труда проходчика — 9,3 м³.

Примером применения буровзрывного способа может служить проведение полевого штрека на шахте «Вальзум» (ФРГ). Штрек площадью поперечного сечения в проходке 18 м², в свету 14,4 м² проводился по породам с коэффициентом крепости 7—9. Проходческое оборудование: погрузочная машина

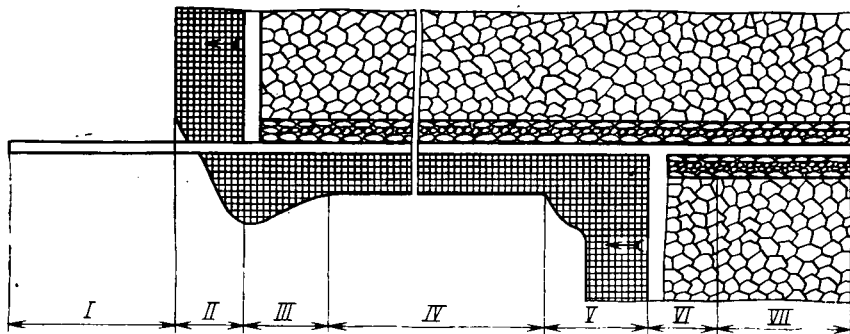


Рис. 19.9. Схема размещения зон опорного давления

EL-683 с боковой разгрузкой ковша, крепеустановщик АТНВ с полком, на котором располагались манипуляторы с бурильными машинами. Штрек крепился металлической арочной крепью, затяжка — металлическая решетчатая. Рамы крепи устанавливались через 1 м. В штреке укладывали два рельсовых пути. Транспортировка горной массы осуществлялась в вагонетках электровозами. Подвигание забоя за цикл 2,2 м. Для доставки материалов использовались две монорельсовые дороги.

В указанных условиях скорость проведения полевого штрека составила 2,2 м/смену, сменная производительность труда проходчика — 0,37 м (5,28 м³). Во многом этому способствовало совмещение процессов и операций проходческого цикла во времени с монтажом верхних звеньев крепи и бурением шпуров в верхней части забоя, бурение шпуров в нижней части забоя — с затяжкой и забутовкой боков выработки и т. д. Такое совмещение стало возможным в результате применения крепеустановщика с полком.

19.2. Охрана и поддержание подготовительных выработок

Подготовительные выработки могут надежно функционировать только тогда, когда их площади поперечного сечения соответствуют проектным и удовлетворяют требованиям правил безопасности.

Под воздействием горного давления выработки деформируются. Степень разрушения пород, смещения их в полость выработки, а также поломки крепи зависят от расположения выработки по отношению к очистным забоям.

При фиксированном положении очистного забоя отдельные участки подготовительных выработок могут находиться в следующих зонах (рис. 19.9): I — вне зоны влияния очистного за-

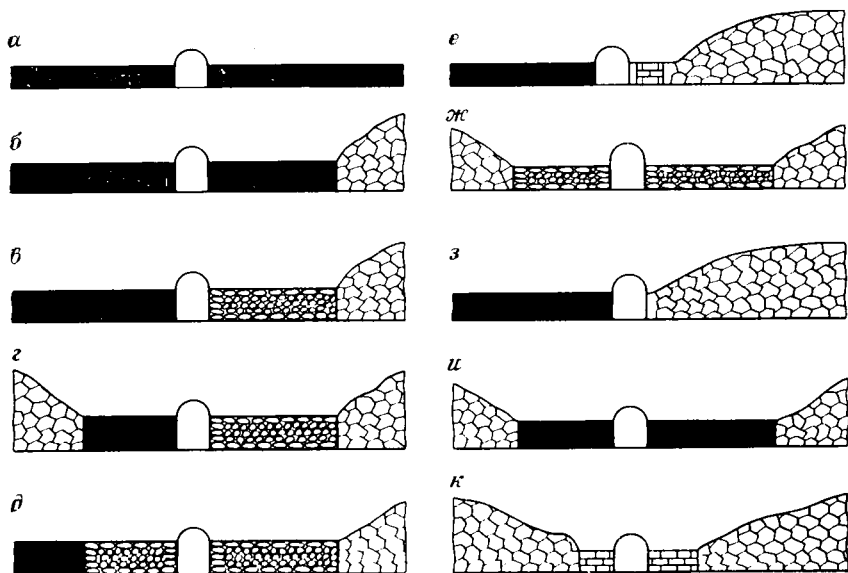


Рис. 19.10. Способы охраны подготовительных выработок:

а — угольным массивом; *б* — угольным массивом и целиком; *в* — массивом и бутовой полосой; *г* — целиком и бутовой полосой; *д* — бутовыми полосами и целиком; *е* — массивом и искусственным ограждением; *ж* — бутовыми полосами; *з* — массивом и выработанным пространством; *и* — целиками; *к* — искусственными ограждениями

боя; *II* — в зоне влияния временного опорного давления впереди очистного забоя; *III* — в зоне влияния временного опорного давления позади очистного забоя; *IV* — в зоне установившегося опорного давления позади очистного забоя; *V* — в зоне повторного временного опорного давления впереди очистного забоя; *VI* — в зоне повторного временного опорного давления позади очистного забоя; *VII* — в зоне повторного установившегося опорного давления. Зоны *V*, *VI* и *VII* наблюдаются при повторном использовании одной и той же выработки.

Под влиянием опорного давления происходят интенсивные деформации пород и их смещения в выработку. В этих условиях применяют специальные мероприятия по предупреждению разрушения выработок, называемые охраной выработки.

Принципиальные способы охраны выработок приведены на рис. 19.10.

Однако мероприятия по охране выработок не всегда обеспечивают полностью условия надежного и безопасного ведения работ в них, поэтому дополнительно применяют различные виды крепи и средства упрочнения вмещающих пород. Если же, несмотря на все меры, площадь сечения выработки уменьшается

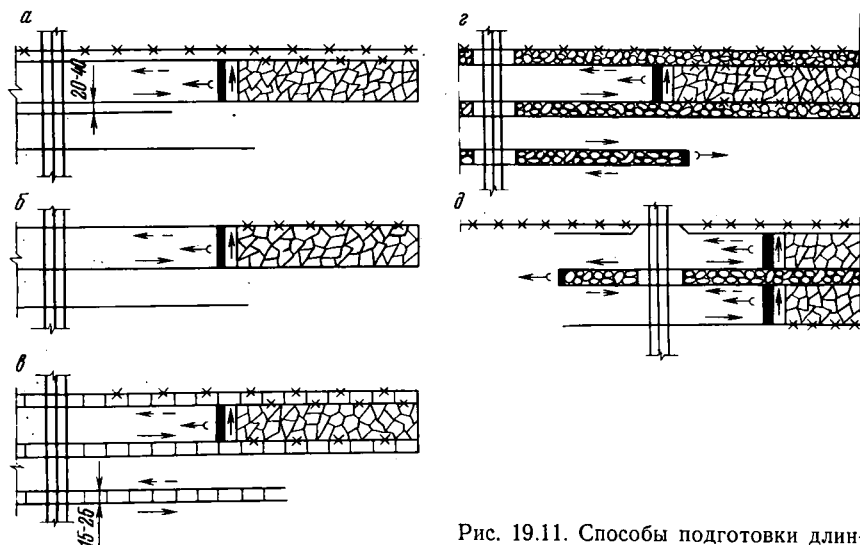


Рис. 19.11. Способы подготовки длинных столбов по простиранию

до недопустимых размеров, то производят ремонтные работы с подрывкой пород. Комплекс мероприятий по дополнительному креплению и ремонту выработки, а также по упрочнению вмещающих пород называют поддержанием выработки.

Снижение действующих в породах напряжений может быть достигнуто технологией ведения работ путем выбора рационального способа охраны выработок для конкретных условий, проведения выработок вприсечку, проведения выработок в выработанном пространстве, проведения выработок широким забоем, надработки выработки разгрузочными лавами, торпедированием пород кровли с целью уменьшения длины зависающих консолей.

Упрочнение окружающих выработку пород осуществляется посредством нагнетания в них различных вяжущих материалов, а усиление крепи — возведением дополнительной крепи, увеличением плотности установки рамной и анкерной крепи и др. Усиливающая крепь представляет собой металлические стойки (трения или гидравлические), устанавливаемые под верхняки крепи или под опоры между рамами постоянной крепи на расстоянии 15—30 м впереди очистного забоя.

Способы охраны выработок тесно связаны со способами подготовки выемочных столбов или выемочных полей. Рассмотрим это положение на примере отработки запасов столбовыми системами разработки, подготавливаемых одним из следующих способов (рис. 19.11):

с проведением транспортного и вентиляционного штрека (а);

с проведением транспортного и повторным использованием в качестве вентиляционного бывшего транспортного штрека (б);
с проведением сдвоенных штреков (в);
с проведением спаренных штреков (г);
с комбинированным проведением штреков (д).

При проведении выработок по первому способу (см. рис. 19.11, а) охрана вентиляционного штрека осуществляется по схеме целик — массив, а транспортного — массив — массив. Вентиляционный штрек при отработке вышележащего столба испытывает влияние временного опорного давления, а после его отработки — установившегося опорного давления. Для обеспечения его хорошего состояния он должен охраняться целиками значительной ширины (40—60 м при мощности пласта 1,2 м и глубине разработки 400—500 м), что сопряжено с повышенными потерями угля.

В связи с этим охрана выемочных выработок (штреков) целиками угля допускается как исключение при отработке одиночных невыбросоопасных и неудароопасных пластов с углем, не склонным к самовозгоранию. Рациональная область применения: небольшая глубина разработки; устойчивые боковые породы, не склонные к пучению, отсутствие мощных песчаников в породах основной кровли.

Большие потери угля и значительная трудоемкость работ по поддержанию вентиляционных штреков, особенно на больших глубинах, обусловили проведение их вприсечку к выработанному пространству в зоне пониженного горного давления. Поскольку максимум опорного давления со временем за счет раздавливания краевой части угля перемещается в глубь массива, штрек, проведенный вприсечку, воспринимает значительно меньшее давление. В результате затраты на его поддержание снижаются в 1,5—2,5 раза по сравнению с охраной межлавыми целиками.

Между выработанным пространством и вентиляционным штреком оставляют целик шириной 2—4 м, а при устойчивых породах кровли его вовсе не оставляют. Вентиляционный штрек проводят только в зоне установившегося горного давления, т. е. после полной отработки вышележащего столба. Это приводит к задержке ввода в работу нового столба и является главным недостатком способа.

Способ подготовки столбов с повторным использованием транспортного штрека в качестве вентиляционного (см. рис. 19.11, б) применяют на пластах мощностью до 1 м при глубине разработки до 600 м и породах почвы, не склонных к пучению.

Достоинства способа: вдвое уменьшается объем проводимых для подготовки столба выработок, исключаются потери угля в целиках. Недостатки: возможность отработки в крыле панели

только одной лавы; большие затраты на ремонт штрека; сложность его проветривания.

При подготовке столбов сдвоенными штреками (см. рис. 19.11, в) облегчается вентиляция выработок, улучшаются условия транспортирования горной массы, создается возможность одновременной отработки нескольких ярусов (подэтажей). Но ей присущи все недостатки схемы с индивидуальным проведением штреков (см. рис. 19.11, а).

Область применения: залегающие на небольшой глубине пласты средней мощности с породами почвы, не склонными к пучению.

Способ подготовки спаренными штреками (см. рис. 19.11, г) отличается от рассмотренного выше тем, что целик между штреками, проводимыми широким забоем, вынимается, а выработанное пространство заполняется породой, полученной при проведении выработок, т. е. между штреками выкладывается бутовая полоса.

Достоинства способа: отсутствие тупиковых выработок; оставление в шахте породы от проведения штреков; дополнительная добыча угля. Недостатки: сложность поддержания вентиляционного штрека по схеме выработанное пространство — бутовая полоса; большие утечки воздуха через бутовую полосу.

Область применения: пологие пласты мощностью 0,9—1,3 м с кровлей не ниже средней устойчивости и породами почвы, не склонными к пучению.

Комбинированный способ подготовки столбов (см. рис. 19.11, д) включает проведение штреков в массиве угля спаренными забоями и вприсечку к выработанному пространству и позволяет использовать лучшие стороны ранее рассмотренных способов охраны выработок.

Рассмотренные варианты способов подготовки столбов и охраны выработок используются также при системах разработки длинными столбами по падению-восстанию.

Для охраны штрека используются следующие искусственные сооружения:

органный крепь (деревянная или металлическая) — при залегании в кровле пласта тонкослоистых легко- и среднеобрушающихся сланцев и мощности пласта до 2,5 м;

костры из шпального бруса — при залегании в кровле любых пород легкой и средней обрушаемости и мощности пласта до 2,5 м;

тумбы из железобетонных блоков — при залегании в кровле легко- и среднеобрушающихся пород, устойчивой почве и мощности пласта до 1,5 м;

жесткие полосы из быстротвердеющих материалов — при залегании в кровле средне- и труднообрушающихся пород, устойчивой почве и мощности пласта до 2,5 м.

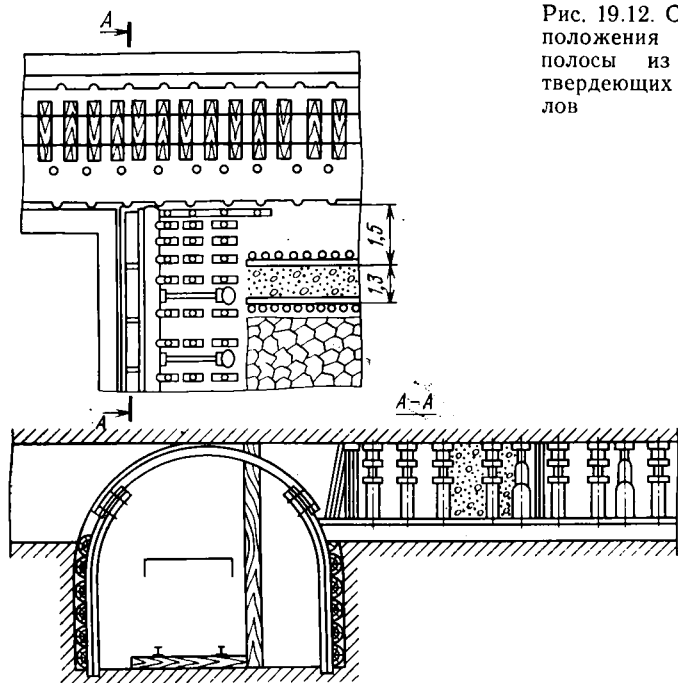


Рис. 19.12. Схема расположения жесткой полосы из быстротвердеющих материалов

Из них наиболее перспективны жесткие полосы из быстротвердеющих материалов, так как полосы относятся к искусственным сооружениям с ограниченной податливостью. Технология их возведения заключается в следующем. Позади очистного забоя на берме шириной 1,5 м возводят деревянную опалубку (рис. 19.12). Материал (вяжущее и наполнитель) загружают в контейнеры с двумя отделениями на поверхности и доставляют в шахту. На месте возведения полосы контейнеры разгружают в бункер. Из бункера вяжущее и наполнитель поступают в бетономешалку. Из нее смесь ленточным перегружателем подают в бетонирующую машину. От последней до места возведения полосы смесь транспортируют по трубопроводу и гибкому шлангу с помощью сжатого воздуха. В сопле смесь смешивается с водой и выбрасывается в межопалубочное пространство.

Из податливых искусственных сооружений следует выделить бутовые полосы, выкладываемые с помощью пневматической закладки.

В СССР при проведении выработок вслед за лавой и повторном использовании выработок для возведения бутовых полос используют дробильно-закладочный комплекс «Титан-1». Комплекс состоит из дробильно-закладочной пневматической машины, воздуходувки, закладочного трубопровода, передвижного

распределительного пункта, а также вспомогательного оборудования (ковшовой породопогрузочной машины и ленточного перегружателя).

Область применения: штреки с площадью поперечного сечения в свету более 7 м^2 ; породы с пределом прочности до 80 МПа; мощность пласта до 1,5 м; угол наклона бутовой полосы по падению до 25° , по восстанию до 10° . Участок очистного забоя, позади которого выкладывается бутовая полоса шириной до 35 м, крепят деревянной крепью.

Технологическая схема возведения бутовой полосы комплексом «Титан-1» приведена на рис. 19.13. Породу от проведения штрека загружают погрузочной машиной в приемный бункер дробильно-закладочной машины, измельчают ее в ней и подают в закладочное устройство. Затем породу небольшими порциями подают в поток сжатого воздуха от воздуходувки и по закладочному трубопроводу направляют в выработанное пространство.

Закладка ведется полосами шириной 2,4 м. В качестве ограждения используется металлическая сетка, прибиваемая к стойкам деревянной крепи.

Особенно трудным является поддержание выемочных штреков на больших глубинах. В связи с этим заслуживает внимания опыт поддержания выработок на глубоких шахтах Рурского бассейна (ФРГ) с помощью жестких околострековых полос из природного или искусственного ангидрита либо быстротвердеющего цемента (блицдэммера).

Природный ангидрит, соединяясь в присутствии активатора с водой, образует дигидрат сульфата кальция. Роль активатора — ускорение растворения ангидрита, роста кристаллов дигидрата и обеспечение в заданный промежуток времени требуемой прочности возводимой полосы, равной примерно пределу прочности бетона. Отношение жидкого (воды) к твердому (ангидрит) равно 0,08—0,12. Удельный расход ангидрита — 2,1—2,2 т на 1 м^3 объема полосы.

Дробленый ангидрит с поверхности доставляют к стационарному загрузочному пункту на выемочном штреке и загружают в пневмозакладочную машину. От последней ангидрит по пневмопроводу транспортируется к месту возведения полосы на сопряжении лавы со штреком. Вода и водный раствор активатора добавляются к ангидриту непосредственно у разбрызгивающего сопла.

Подготовка пространства для возведения околострековой полосы 1 начинается еще в добычную смену (рис. 19.14). На расстоянии 1 м от штрека со стороны выработанного пространства устанавливают деревянные стойки 2 и обшивают их досками или металлической сеткой. Со стороны штрека также возводят ограждение 3, чаще всего из металлической сетки, которое

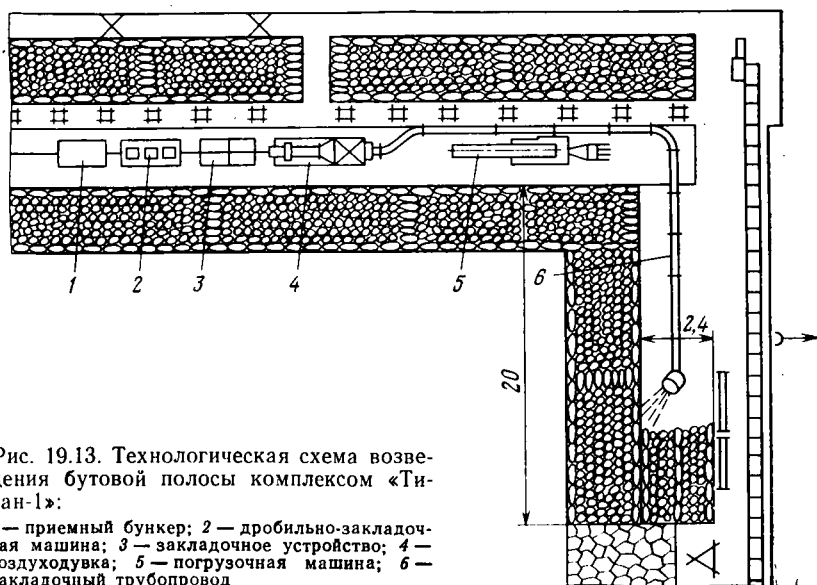


Рис. 19.13. Технологическая схема возведения бутовой полосы комплексом «Титан-1»:

1 — приемный бункер; 2 — дробильно-заkladочная машина; 3 — закладочное устройство; 4 — воздуходувка; 5 — погрузочная машина; 6 — закладочный трубопровод

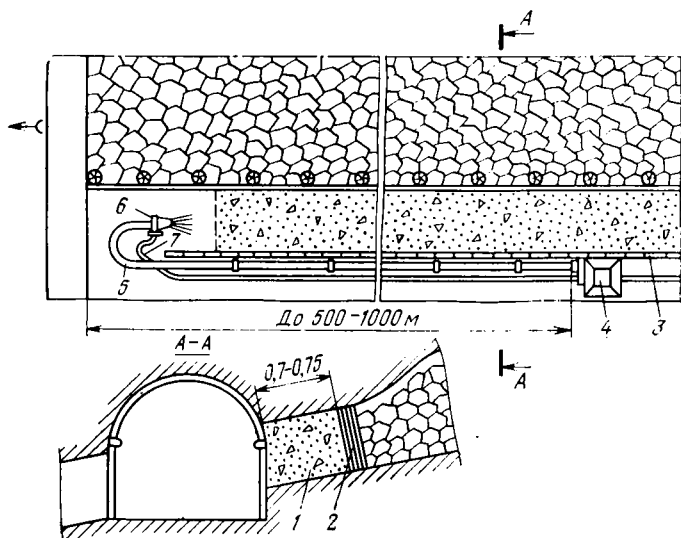


Рис. 19.14. Технологическая схема возведения жестких околоштрековых полос из ангидрита

крепится к элементам арок штрековой крепи. С учетом того, что ангидритовая смесь образует достаточно крутые откосы, пространство для возведения полосы со стороны угольного забоя не ограждают. Подаваемый от пневмокладочной машины 4 по пневмопроводу 5 ангидрит в сопле 6 смешивается с водой и укладывается в полосу. Вода подается по трубопроводу 7.

Вместо использования искусственного ангидрита (побочный продукт производства плавиковой кислоты) отношение жидкого к твердому составляет 0,36, а удельный расход ангидрита — 1,32 т на 1 м³ объема полосы.

Повышенная температура и влажность отрицательно сказываются на качестве возведения полос из ангидрита. Эти недостатки в значительной мере устраняются при замене ангидрита блицдэммером, способным расширяться в процессе схватывания в полосе и оказывать некоторый первоначальный боковой распор породам. Транспортирование смеси блицдэммера осуществляется пневматическим или гидромеханическим способом. Для блицдэммера не требуются активаторы твердения. Коэффициент заполнения выработанного пространства при использовании блицдэммера на 40% больше, чем при применении природного ангидрита.

Ширина полос в большинстве случаев принимается равной 0,7—0,9 мощности пласта.

Охрана подготовительных выработок полосами из высокопрочных быстротвердеющих сыпучих материалов (ангидриты, фосфогипсы, цементные смеси и др.) является наиболее совершенным в настоящее время способом, обеспечивающим безремонтное поддержание выработок на больших глубинах.

20. ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ В ДЛИННЫХ ЗАБОЯХ

20.1. Общие сведения

Под *технологической схемой очистных работ* понимают совокупность горных выработок в пределах выемочного участка, позволяющих осуществлять взаимосвязанные процессы и операции очистных работ на базе определенных средств механизации и организации работ, направленных на экономическую и безопасную добычу угля.

К основным процессам очистных работ относят выемку, транспортирование угля в пределах очистного забоя, крепление рабочего пространства лавы и сопряжений, управление горным давлением, проветривание.

Технологические схемы очистных работ в длинных забоях разделяют на две группы:

с передвижными механизированными крепями (механизированными комплексами и агрегатами);

с индивидуальной крепью.

Под механизированным комплексом понимают сочетание различных видов оборудования и машин (угольные комбайны или струги, механизированные крепи, забойные конвейеры и др.), обеспечивающих выполнение основных производственных процессов очистных работ и связанных между собой технологически, т. е. общностью и взаимной согласованностью выполняемых функций. Кинематические связи между отдельными видами оборудования не обязательны, хотя они и могут иметь место (связь выемочной машины и конвейера, крепи и конвейера и т. п.). Для механизированного комплекса характерна возможность замены одного типа оборудования другим (например, одного комбайна другим).

Очистным агрегатом называют сочетание различных видов оборудования и машин, связанных между собой не только технологически, но и кинематически. Кинематическая связь делает невозможным замену одного вида оборудования другим.

Отбойка угля. Отделение угля от массива называется отбойкой и ведется различными способами в зависимости от вида энергии и способа ее приложения.

Наибольшее распространение имеет механический способ отбойки, при котором исполнительные органы горных машин разрушают пласт посредством резцов, шарошек, коронок и др. Из других способов отбойки применяют следующие: буровзрывной; гидравлический, когда разрушение пласта происходит под действием струй воды высокого давления; геотехнологические.

Выбор способа отбойки зависит прежде всего от свойств и состояния пласта угля и боковых пород, наличия соответствующих технических средств, требований к качеству угля, а также затрат на выемку.

Процесс выемки включает в себя разрушение пласта и погрузку отбитого угля. Оба процесса могут выполняться либо одной, либо несколькими машинами, одновременно или последовательно — в зависимости от технологии работ и горно-геологических условий. Так, на крутых пластах отсутствует необходимость в погрузке, а выемка заключается лишь в разрушении угля. При гидравлическом и гидромеханическом способах выемки погрузка заменяется гидросмывом угля.

Механический способ выемки осуществляется с помощью комбайнов и стругов, реже выемочных агрегатов, врубовых машин, бурошнековых установок и др.

Разрушение полосы угольного пласта может осуществляться одновременно по всей длине очистного забоя (фронтальная выемка) или же в одной точке, перемещающейся вдоль линии очистного забоя (фланговая выемка). Исполнительные органы выемочных агрегатов по схеме обработки забоя являются фрон-

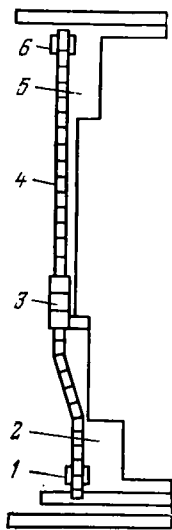


Рис. 20.1. Принципиальная технологическая схема выемки угля узкозахватным комбайном:

1, 6 — соответственно нижняя и верхняя приводные головки забойного конвейера; 2, 5 — соответственно нижняя и верхняя ниши; 3 — комбайн; 4 — став забойного конвейера

тальными, остальных горных машин — фланговыми. По ширине полосы, разрушаемой за один проход выемочной машины, различают узкозахватную (до 1 м) и широкозахватную (более 1 м) комбайновую выемку. При струговой выемке ширина полосы составляет 0,1—0,2 м.

Очистные комбайны с фланговой выемкой могут быть разделены на два типа: одностороннего действия с холостым перегонном после выемки полосы угля и челноковые, производящие выемку в обоих направлениях.

Комбайны, как правило, работают с рамы забойного конвейера, располагаемого у забоя (рис. 20.1), за исключением комбайнов для выемки пластов мощностью менее 0,8 м. Выемка угля в забое начинается с подготовки комбайна к работе на концевых участках лавы и устройства ниш с помощью отбойных молотков, специальных нишенарезных машин и др.

При челноковой схеме работы комбайн на концевых участках лавы перемещается в заранее подготовленную нишу, после чего ведет выемку полосы угля по длине лавы до верхней ниши. Комбайном управляют машинист и два его помощника. После этого комбайн вновь заводят в нишу у вентиляционного (конвейерного) штрека, производят там необходимые концевые операции и приступают к выемке следующей полосы угля в обратном направлении.

Челноковая схема работы улучшает использование комбайна во времени, но требует выполнения значительного объема работ по навалке на конвейер непогруженного комбайном угля (зачистке лавы), особенно при наличии в лаве отжима.

При односторонней схеме выемка угля осуществляется только в одном направлении, а при движении комбайна в обратном направлении производят зачистку лавы. Такая схема при прочих равных условиях характеризуется меньшим использованием комбайна во времени и дополнительным измельчением угля. Однако меньшая трудоемкость ручных работ при зачистке лавы и большая комфортность труда шахтеров за счет размещения их в незапыленной зоне делают одностороннюю схему вполне конкурентоспособной с челноковой.

Наиболее полной механизацией отличается струговая выемка, особенно на тонких пластах.

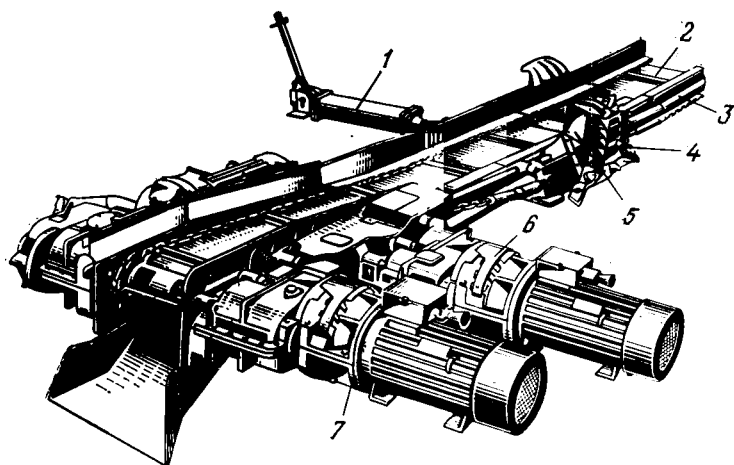


Рис. 20.2. Струговая установка

Струговая установка (рис. 20.2) состоит из струга 4 с лемехом 5 для погрузки отбитого угля, конвейера 2 и домкратов передвижения 1. Струг перемещается вдоль забоя по калиброванной цепи с открытой ветвью. Холостая ветвь цепи размещается в направляющей трубе 3. Цепи и скребки конвейера приводятся в движение приводом 7, а тяговая цепь струга — приводом 6. Струг в отличие от комбайна не режет уголь, а скалывает его. Обычно стругом обрабатывают лишь нижнюю часть пласта, верхняя его часть обрушается под действием собственного веса. Такой характер разрушения позволяет обеспечить большую сортность угля.

Угольные струги разделяются по конструкции на струги статического и динамического (активного) действия.

Наиболее распространены струги статического действия, при работе которых уголь скалывается только под действием усилий, передаваемых на струг тяговой цепью.

У стругов динамического действия скалывающий нож приводится в движение встроенным в тело струга приводом. При рабочем ходе струга вдоль лавы ему сообщаются колебательные движения (вибрационный струг) или же передаются ударные нагрузки (ударный струг), что способствует интенсивному разрушению углей, в том числе и весьма крепких и вязких.

По скорости движения струга вдоль забоя струги статического действия разделяют на тихоходные (до 20 м/мин, толщина стружки 0,075—0,15 м) и быстроходные (20—40 м/мин, а в ряде случаев до 100 м/мин, толщина стружки 0,05—0,1 м).

Струги работают в бесстоечном призабойном пространстве по челноковой схеме, передвигаясь между забоем и конвейером,

став которого является направляющей для струга. Погрузка отбитого и обрушающегося угля осуществляется корпусом струга. По всей длине конвейера через определенные расстояния установлены гидродомкраты, осуществляющие передвижку конвейера и прижатие струга к забою.

Для передвижки приводов конвейера и струга оборудуются ниши по концам очистного забоя.

Применение стругов ограничивается главным образом сопротивляемостью угля резанию. Для эффективной работы стругов требуются наличие отжима угля, спокойная гипсометрия почвы пласта, устойчивость боковых пород не ниже средней.

При разработке тонких и весьма тонких пластов применяют скрепероструги или скрепероструготаранные установки.

Большие перспективы имеет гидравлическая выемка угля, при которой угольный массив разрушается струей воды, выбрасываемой со скоростью 40—50 м/с из гидромонитора под давлением 4—10 МПа. Куски разрушенного угля, смешиваясь с водой, образуют гидросмесь — пульпу, которая самотеком поступает в зумпф углесоса, перекачивающего ее на поверхность.

Известны также механогидравлический и взрывогидравлический способы, при которых отделение угля от массива осуществляется одним из механических способов или буровзрывными работами, а его транспортирование — струей воды.

При гидромеханическом способе разрушения уголь отделяется от массива гидравлическим или комбинированным способом, а погрузка и транспортирование ведутся механическими средствами.

Доставка угля. Транспортирование угля вдоль лавы называется доставкой и осуществляется забойными скребковыми конвейерами. Став конвейера является базой для передвижения комбайна и подтягивания линейных секций механизированной крепи. Скребок конвейеры обладают большой производительностью и могут доставлять уголь как вниз по падению пласта (под углом до 25°), так и вверх по восстанию (до 12°).

Участковый транспорт. Совокупность транспортных средств и устройств в горизонтальных и наклонных выработках, расположенных в пределах выемочной панели или выемочного участка этажа (кроме средств доставки угля по лаве), принято называть участковым транспортом.

На пологих и наклонных пластах средства участкового транспорта представлены преимущественно скребковыми, ленточными и пластинчатыми конвейерами, самоходными вагонетками, на крутых — локомотивами с откаточными сосудами; для перевозки людей, материалов и оборудования используются рельсовый транспорт, монорельсовые дороги.

Надежность конвейерных транспортных систем во многом зависит от правильного построения технологической схемы транспорта: выбор типа и числа конвейеров, мест установки и вместимости бункеров и т. п. Необходимо устанавливать конвейеры возможно большей длины, так как интенсивность отказов пропорциональна числу конвейеров в системе.

Основными технологическими требованиями, которые необходимо учитывать при выборе конвейеров, являются возможность приема на несущий орган конвейера максимальных минутных грузопотоков без просыпания угля на почву и обеспечение нормального режима работы привода и ленты конвейера в этих условиях. Для повышения пропускной способности, надежности и эффективности использования систем транспорта в пределах выемочного поля используются подземные механизированные бункера.

Ленточные конвейеры допускают транспортирование горной массы только в одном направлении. Хотя в последнее время появились специальные конструкции конвейеров, способных транспортировать в одном направлении полезное ископаемое, а в обратном — материалы, для доставки грузов пока используются дополнительные транспортные средства.

Для перевозки людей, транспортирования породы, материалов и оборудования по горизонтальным выработкам применяют локомотивы, а по наклонным выработкам — лебедки с концевой откаткой. Недостатки такого транспорта: высокая трудоемкость, необходимость использования нескольких видов транспорта в одной выработке или нескольких выработок для каждого из них.

Эти недостатки устраняются при использовании монорельсового транспорта. Основные его достоинства: независимость от состояния штрека и неровностей почвы, меньшие материальные и трудовые затраты на монтаж и техническое обслуживание по сравнению с рельсовым транспортом.

Монорельсовый транспорт оборудуется канатным или дизель-локомотивным приводом. Канатный привод применяется, как правило, только для перевозки людей по наклонным выработкам. Монорельсом обычно служит швеллер.

Монорельсовые дороги бывают подвесные и напочвенные. Подвесные монорельсовые дороги используются для перевозки грузов массой до 4—6 т на длину до 3 км с преодолением отдельных уклонов до 45°, напочвенные — для перевозки грузов массой до 10—15 т со скоростью до 5 м/с.

Пример технологической схемы транспорта на выемочном участке при отработке столба по падению одиночной лавой показан на рис. 20.3.

При углах наклона выработок более 16—18° уголь транспортируют в скипах или (при небольших грузопотоках) в вагонет-

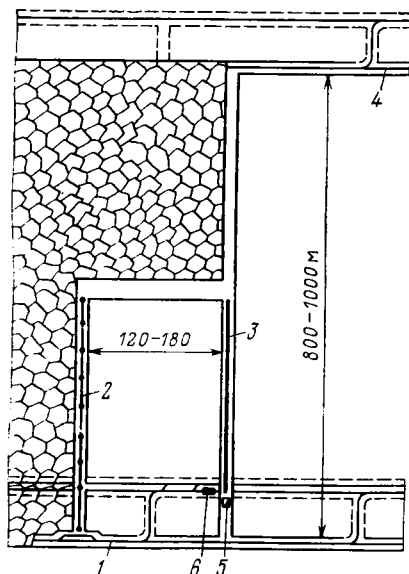


Рис. 20.3. Технологическая схема транспорта на выемочном участке при отработке столба по падению одиночной лавой:

1, 4 — рельсовые пути соответственно на откаточном и вентиляционном горизонтах; 2 — монорельсовая дорога; 3 — ленточный конвейер; 5 — гезенк; 6 — толкатель вагонов

ках. По бремсбергам с углами наклона свыше 25° и гезенкам он спускается самоотеком.

Крепление призабойного пространства и управление горным давлением. В результате горных работ породы теряют опору на угольный пласт, что ведет к их деформированию и разрушению. Для предотвращения обрушений пород в рабочее пространство очистного забоя применяют мероприятия по регулированию проявлений горного давления — крепление рабочего пространства очистного забоя и управление давлением пород кровли за его пределами.

Крепь должна иметь достаточную прочность, устойчивость и жесткость при минимальной массе, обеспечивать выполнение в призабойном пространстве всех производственных процессов и пропуск через него необходимого ко-

личества воздуха. Крепь должна быть надежной и долговечной, а ее применение — экономически целесообразным.

Крепи разделяют на индивидуальные и механизированные.

Индивидуальные крепи состоят обычно из несущих и поддерживающих элементов (стойки и верхняки), устанавливаемых совместно и разбираемых полностью или частично при передвижке и переноске.

В зависимости от выполняемых функций индивидуальные крепи разделяют на призабойные и посадочные, по материалу — на деревянные и металлические.

Призабойной называют крепь, возводимую в призабойном пространстве очистной выработки и предназначенную для предотвращения обрушения в нем пород кровли, а посадочной — специальную крепь, применяемую для обеспечения периодического обрушения (посадки) пород кровли за пределами призабойного пространства по мере подвигания лавы.

Индивидуальные крепи мобильны, пригодны при всех горно-геологических условиях, однако все операции по их установке, извлечению и переносу производятся вручную.

Металлические крепи, операции передвижки и установки которых полностью (или почти полностью) механизированы, называют механизированными.

Механизированные крепи разделяют на:

секционные, которые состоят из отдельных секций, не имеющих постоянных силовых и кинематических связей между собой и с другим оборудованием очистного забоя (к таким крепям, например, относятся бесстоечные щитовые ограждения, предназначенные для отработки мощных, крутых пластов по падению щитовыми системами разработки);

комплектные, состоящие из отдельных комплектов секций. Каждый комплект включает две и более число секций, подвижно связанных друг с другом, и не имеет постоянных силовых и кинематических связей с другими комплектами и оборудованием очистного забоя. Передвижка каждого комплекта производится посекционно с помощью гидродомкратов;

агрегатные, которые состоят из отдельных секций, имеющих постоянную силовую и кинематическую связь с оборудованием лавы (иногда и между собой). Базой в такой крепи обычно является став конвейера. Секции передвигаются с помощью гидродомкратов, подтягиваясь к базе, а сама база передвигается с опорой на расперты секции.

Наибольшее распространение получили агрегатные крепи как наиболее совершенные и обеспечивающие возможность автоматизации процесса крепления.

Механизированная крепь выполняет три основные функции: управление горным давлением, активное поддержание кровли в рабочем пространстве очистного забоя и ограждение его от проникновения обрушенных пород кровли. Кроме того, в функции механизированной крепи в большинстве случаев входят также перемещение забойного конвейера, комплекса или агрегата в целом и управления ими по гипсометрии и в плоскости пласта.

Механизированная крепь состоит из крепежных секций или комплектов, насосной станции, распределительной и контрольно-регулирующей гидроаппаратуры и гидрокommunikаций. Секции крепи или комплекты располагаются по всей длине очистного забоя и по мере выемки угля передвигаются к забою в определенной последовательности.

Для приведения в действие механизированной крепи используют гидروпривод, основными исполнительными органами которого являются силовые гидроцилиндры (гидростойки, гидродомкраты для передвижения крепи и конвейера, вспомогательные гидроцилиндры). Силовые гидроцилиндры вмонтированы в секции крепи.

Секция механизированной крепи (рис. 20.4) — это элемент крепи, сохраняющий свою целостность при передвижении и состоящий обычно из основания, гидравлических стоек, связанных

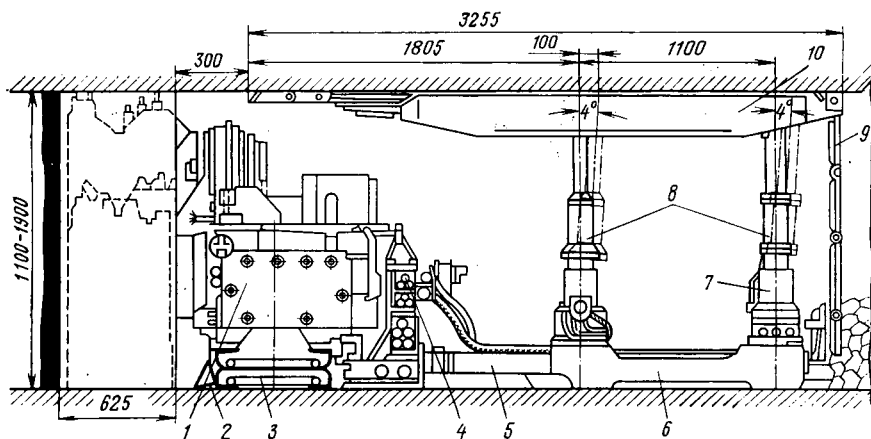


Рис. 20.4. Секция механизированной крепи М87УМ:

1 — узкозахватный комбайн; 2 — лемех для зачистки почвы; 3 — скребковый конвейер; 4 — кабелеукладчик; 5 — гидродомкрат передвижения; 6 — основание крепи; 7 — крепь с гидравлическими стойками 8; 9 — оградительный элемент; 10 — перекрытие

перекрытием у кровли пласта, одного или двух гидродомкратов передвижения, блока управления потоком рабочей жидкости и гидрокоммуникаций. Секция имеет оградительный элемент, защищающий рабочее пространство от проникновения в него обрушенной породы.

Различают линейные секции, расположенные по длине забоя, и концевые секции (по концам лавы).

Операции, выполняемые линейными секциями: разгрузка (снятие распора) гидростоек, передвижение секции, распор гидростоек, передвижение забойного конвейера, поддержание пород кровли. В некоторых крепях предусматривается также выполнение вспомогательных операций с помощью специальных гидродомкратов: отодвигание конвейера от забоя, выравнивание положения секций, поддержание специальными щитами или плитами поверхности забоя (на мощных пластах).

Основным опорным элементом механизированной крепи, воспринимающим горное давление и передающим его на почву пласта, является гидростойка. Гидростойки используются для подъема перекрытия (распор стойки) и его опускания (разгрузка стойки), а также для регулирования высоты секции по вынимаемой мощности пласта.

Рабочая характеристика гидростойки (рис. 20.5) показывает характер изменения ее сопротивления опусканию пород кровли в зависимости от податливости гидростойки. Здесь F_n — начальное сопротивление стойки опусканию пород кровли в момент начала проседания выдвижной ее части относительно корпуса; F_p — номинальное рабочее сопротивление (среднее значение

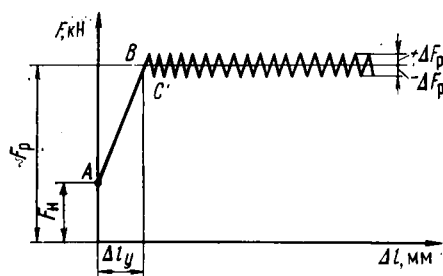


Рис. 20.5. Рабочая характеристика гидростойки

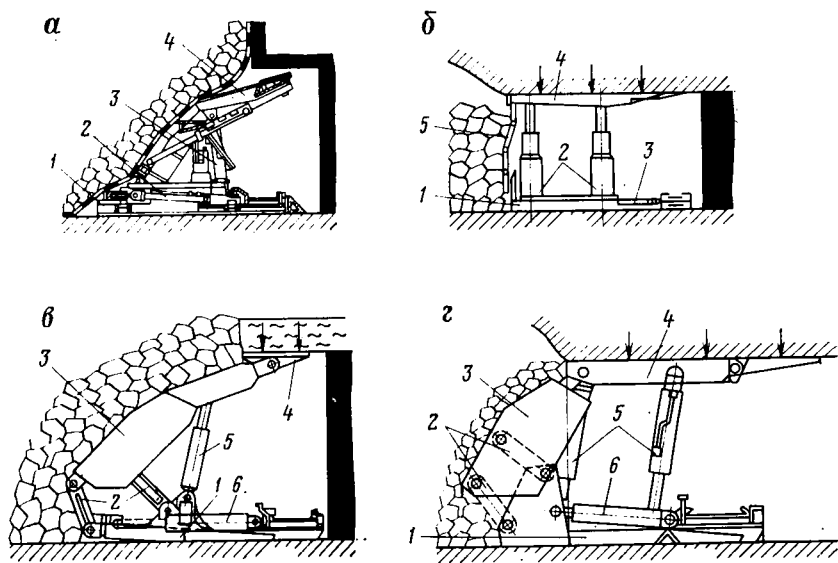


Рис. 20.6. Типы передвижных механизированных крепей:

а — оградительные; б — поддерживающие; в — оградительно-поддерживающие; г — поддерживающе-оградительные

максимально допустимого сопротивления стойки опусканию пород кровли); ΔL_y — упругая податливость (уменьшение длины гидростойки за счет упругого сжатия жидкости и деформации стоек цилиндра и выдвижной части). Сопротивление стойки в момент ее установки в рабочее положение называется начальным распором.

Принцип работы гидростоек заключается в следующем. В поршневую полость стойки под давлением подается рабочая жидкость. Выдвижная часть стойки, перемещаясь вверх, упирается в кровлю через перекрытие. По достижении равенства давления жидкости в поршневой полости и рабочего давления на-

сосной станции подача жидкости в поршневую полость прекращается. Дальнейшее возрастание давления в стойке происходит в результате опускания пород кровли до величины, на которую настроен предохранительный клапан. При срабатывании предохранительного клапана рабочая жидкость из замкнутой гидросистемы стойки вытесняется в сливную магистраль крепи. Стойка в этот период работает в режиме постоянного сопротивления, отклонения от которого (ΔF_p) обусловлены кратковременным повышением скорости опускания кровли, открытием и закрытием предохранительного клапана.

Для передвижки секции стойки разгружают, соединяя поршневые полости стоек со сливной магистралью с помощью управляемого обратно-разгрузочного клапана. При этом одновременно подается рабочая жидкость в штоковую полость.

По конструктивному выполнению секции крепи бывают одностоечные, двухстоечные (рамные) и кустовые (с числом стоек от трех до шести).

Все механизированные крепи по основным выполняемым функциям и взаимодействию с боковыми породами можно разделить на следующие типы: ограждающие, поддерживающие и ограждительно-поддерживающие (при преобладании в конструкции последних поддерживающей части их называют поддерживающе-ограждательными). В последнее время крепи с развитой ограждающей частью часто называют щитовыми.

Ограждающие крепи (рис. 20.6, а) выполняют только одну функцию — ограждение рабочего пространства лавы от проникновения в него обрушенных пород кровли. Эти крепи не имеют поддерживающих элементов. Ограждающие крепи конструктивно просты, наименее металлоемки, но имеют весьма ограниченное применение, так как не предотвращают обрушения кровли по линии забоя лавы. К ним относится, например, крепь КТУ, использовавшаяся в шахтах Кузнецкого бассейна (СССР) при разработке мощных пластов. Секция крепи КТУ состоит из основания 1, гидродомкрата 2 для передвижения крепи и конвейера, двух стоек 3 и ограждающего щитового перекрытия 4.

Поддерживающие крепи (рис. 20.6, б) выполняют две основные функции: управление горным давлением способом полного обрушения и поддержание кровли в рабочем пространстве лавы. Секция таких крепей состоит из основания 1 (или других опорных элементов), от двух до шести гидростоек 2, одного — двух гидродомкратов передвижения 3, перекрытия 4 и ограждающего элемента в виде вертикального щитка 5.

Ограждительно-поддерживающие крепи (рис. 20.6, в) выполняют все три функции: управление горным давлением, поддержание кровли в рабочем пространстве и ограждение его от проникновения обрушающихся пород кровли. Огра-

дительные функции преобладают над поддерживающей (проекция оградительных элементов на плоскость почвы пласта больше проекции поддерживающих элементов).

Секция состоит из основания 1, четырехзвенника 2, щитового перекрытия 3 (оградительный элемент), козырька 4 (поддерживающий элемент), одной-двух гидростоек 5 и гидродомкрата передвижения 6.

Оградительно-поддерживающие крепи надежно защищают рабочее пространство от вывалов пород из кровли, однако они характеризуются сравнительно малой площадью поперечного сечения, что затрудняет размещение оборудования, перемещение людей и проветривание лавы.

Поддерживающе-оградительные крепи (рис. 20.6, г) выполняют также все три функции, но функция поддержания превалирует над оградительной. Секция такой крепи содержит те же элементы 1—6, что и секция оградительно-поддерживающей крепи. Основное преимущество поддерживающе-оградительной крепи перед оградительно-поддерживающей — большее рабочее пространство для размещения оборудования и прохода людей.

По характеру взаимодействия крепи с породами кровли различают крепи: теряющие контакт с кровлей при передвижке секций; передвигаемые без потери контакта с кровлей с некоторым остаточным подпором; с регулируемым сопротивлением.

По характеру передвижения механизированные крепи можно классифицировать:

- по способу перемещения всей крепи в лаве — на фронтально передвигаемые сразу по всей длине забоя (непрерывно или циклично) и с фланговым перемещением (волновым с фланга);

- по последовательности передвижения секций — с последовательным (одна секция за другой) и линейно-шахматным (через секцию) передвижением секций;

- по способу перемещения секций — на скользящие по почве пласта, с гусеничным ходом и шагающие.

Опыт показал, что наиболее перспективны оградительно-поддерживающие и поддерживающе-оградительные крепи, которые называют также щитовыми.

К преимуществам щитовой механизированной крепи перед крепями других типов относятся:

- лучшее взаимодействие с породами кровли и более равномерное ее поддержание в призабойном пространстве;

- значительно меньшее расстояние между первым рядом гидравлических стоек и забоем;

- равенство номинального и фактического сопротивления стоек в призабойном пространстве;

меньшее число гидростоек в каждой секции крепи (1—2) и более простая гидравлическая схема;

передвижка секций крепи без отрыва от кровли с остаточным активным подпором;

лучшая защита рабочего пространства от попадания в него обрушенных пород кровли.

Управление кровлей ведется следующими способами:

обрушением пород кровли в выработанное пространство;

искусственным поддержанием кровли в выработанном пространстве;

естественным поддержанием кровли в выработанном пространстве.

Обрушение пород кровли производится обычно по всей площади выработанного пространства (полное обрушение). При использовании индивидуальной крепи обрушение кровли иногда осуществляют частично, в заранее запланированных местах (частичное обрушение). При полном обрушении породы кровли могут обрушаться на почву беспорядочно, а при малой мощности пластов (до 1 м) — без больших разрывов и трещин. В последнем случае способ управления кровлей называют *плавным опусканием*.

Полное обрушение заключается в периодическом по мере подвигания очистного забоя обрушении пород кровли за пределами призабойного пространства с целью уменьшения давления на крепь. При индивидуальной крепи обрушение пород производят путем удаления призабойной и специальной крепи в той части призабойного пространства, которую нет необходимости поддерживать для обеспечения нормальной работы людей и механизмов. При этом специальная крепь устанавливается по линии, по которой происходит обрушение пород в выработанное пространство. Расстояние, через которое осуществляется обрушение пород, называется *шагом посадки*. Он принимается кратным ширине захвата выемочной машины (ширине вынимаемой полосы угля).

При механизированной крепи породы обрушаются самопроизвольно вслед за ее передвижением; шаг посадки (в данном случае шаг обрушения) зависит от конструкции крепи и свойств пород кровли.

При управлении кровлей полным обрушением необходимо различать: первую посадку, первичную посадку непосредственной и вторичную осадку основной кровли.

Первая посадка (первое обрушение) пород непосредственной и чаще всего и основной кровли происходит на расстоянии до 50—80 м от монтажной камеры. До этого породы кровли опираются на массив угля с двух сторон, и в выработанном пространстве происходят только вывалы пород на отдельных участках. Ввод в сдвижение значительных объемов пород при

первой посадке часто сопровождается динамическими эффектами, приводящими к разрушению крепи в призабойном пространстве. Во избежание негативных последствий в ряде случаев производят искусственное ослабление пород кровли буровзрывным способом или гидродинамическим воздействием.

После первой посадки регулярно производится обрушение пород непосредственной кровли с шагом, кратным ширине захвата выемочной машины (обычно $2 \div 3$), называемое первичной посадкой.

Основная кровля в ходе первичной посадки зависит в виде консолей и при достижении предельной величины консоли обрушается с шагом, значительно превосходящим шаг первичной посадки. Это явление называется вторичной осадкой.

При обрушении пород непосредственной кровли их объем увеличивается в результате разрыхления и они могут полностью подбуть породы основной кровли. В этом случае облом консолей пород основной кровли будет происходить спокойно, без динамических явлений.

Условие подбучивания пород основной кровли:

$$\kappa_p h_{нк} = h_{нк} + m,$$

откуда

$$h_{нк}/m = 1/(\kappa_p - 1),$$

где κ_p — коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли; $h_{нк}$ — мощность пород непосредственной кровли; m — вынимаемая мощность пласта.

При расчетах обычно принимают $\kappa_p = 1,1 \div 1,15$. При $\kappa_p = 1,15$ $h_{нк} = 6,5 m$, т. е. если мощность обрушающихся пород непосредственной кровли равна или больше 6,5-кратной мощности пласта (слоя), то происходит полное подбучивание основной кровли.

Чем меньше отношение $h_{нк}/m$, тем больше интенсивность вторичных осадок и тем прочнее должны быть крепи.

Процессы крепления очистного забоя и управления кровлей полным обрушением представляют собой единое целое.

При искусственном поддержании выработанного пространства создается искусственная опора для нависающих пород кровли. Для этого выработанное пространство заполняется различными закладочными материалами, образующими закладочный массив. Комплекс работ по возведению закладочного массива называют закладкой.

Различают самотечный, пневматический, механический, гидравлический и комбинированный способы закладки.

При самотечной закладке закладочный материал поступает в выработанное пространство под действием собственного веса.

Механическая закладка ведется специальными машинами и механизмами для доставки, прессования и трамбовки закладочного механизма.

При пневматической закладке закладочный материал транспортируется и подается в выработанное пространство по трубопроводам с помощью сжатого воздуха, при гидравлической — водой.

В качестве закладочных материалов используют песок, гравий или коренные скальные породы, добытые на поверхности или в шахте, шлаки металлургических заводов, отходы обоганительных фабрик, породы из шахтных отвалов. Исходные материалы подвергаются дроблению и грохочению. Максимально допустимый размер кусков закладочного материала при пневматической и гидравлической закладке составляет 0,06—0,08 м, при самотечной и механической — 0,2—0,25 м. Оптимальные размеры кусков закладочного материала при самотечной закладке — до 0,1 м, при пневматической и механической — 0,02—0,05 м, при гидравлической — менее 0,02 м. Лучшим материалом для гидрозакладки является песок.

Ориентировочно на 1 т добытого угля расходуется 1 т закладочного материала. По объему количество закладочного материала в 1,5—2,5 раза меньше объема вынутого угля.

Закладочный материал под влиянием горного давления и собственного веса уплотняется и дает усадку, величина которой зависит как от свойств закладочного материала, так и от первоначальной плотности возводимого закладочного массива. Наименьшей усадкой характеризуется гидравлическая (10—15%) и пневматическая (10—20%) закладка. При механической закладке усадка составляет 25—30%, при самотечной — 20—25% при мелкокусовой породе и 25—40% при крупнокусовой.

При выборе способа закладки необходимо учитывать комплекс факторов: усадку закладочного массива; возможность выполнения требований к качеству и составу закладочного материала; требуемую производительность возведения закладочного массива; степень ответственности подрабатываемых объектов; затраты на производство работ.

На крутых и крутонаклонных пластах для управления горным давлением помимо полного обрушения и закладки применяют удержание кровли на кострах, плавное опускание и частичную закладку выработанного пространства. Эти способы управления кровлей используются в очистных забоях с деревянной крепью.

Проветривание очистных забоев. Оно является одним из важнейших процессов очистных работ, особенно при разработке газоносных пластов. Применяемые схемы проветривания должны обеспечивать подачу к забоям необходимого количества воздуха, обособленное разбавление метана по источникам

его поступления, возможность подсыхания исходящей из очистного забоя струи воздуха и др. Различные схемы проветривания лав, подвигаемых по простиранию пласта, приведены на рис. 20.7.

Выбор технологии очистных работ. При выборе технологии очистных работ предпочтение должно отдаваться применению механизированных комплексов и агрегатов. При этом необходимо учитывать, что ограничения для их применения являются:

геологические нарушения в пределах выемочного поля, переход которых комплексом невозможен, или при расстояниях между ними 250—300 м;

газовыделение, величина которого не может быть снижена средствами вентиляции и дегазации до необходимого уровня;

опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа, суфлярам и горным ударам;

наличие в кровле труднообрушаемых пород;

наличие слабых почв, в которые вдавливаются секции крепи;

обводненность забоя с притоками более 15 м³/ч;

мощность пласта менее 0,7 м.

Важнейшим условием применения механизированных комплексов является экономическая эффективность, которая может и не быть достигнута в условиях, на которые накладываются приведенные выше ограничения.

При указанных технических и экономических ограничениях применяется узкозахватная выемка синдивидуальной крепью и различными способами управления кровлей.

Главными факторами, влияющими на выбор технологической схемы очистных работ, являются угол падения и мощность пласта, устойчивость пород кровли и почвы, сопротивляемость уг-

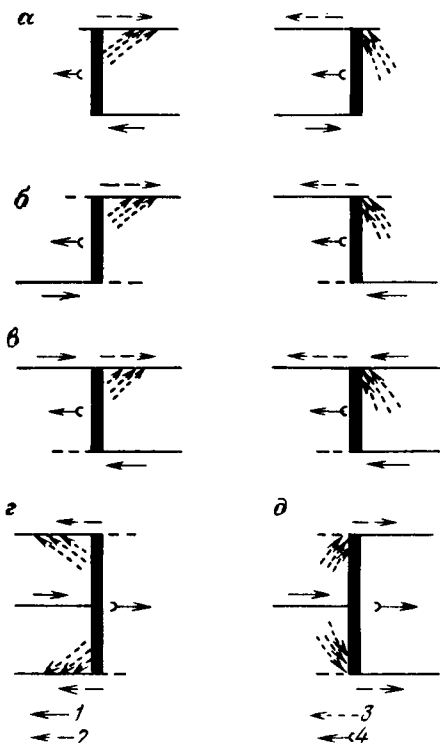


Рис. 20.7. Схемы проветривания лав, подвигаемых по простиранию пласта: а — возвратно-точечная; б — прямо-точечная; в — прямо-точечная с подсыханием исходящей струи; г — возвратно-точечная с подачей свежей струи по среднему штреку; д — прямо-точечная с подачей свежей струи по среднему штреку; 1 — свежая струя; 2 — исходящая струя; 3 — вынос метана из выработанного пространства утечками воздуха; 4 — направление подвигания лавы

ля резанию, наличие геологических нарушений, гипсометрия пласта и др.

Решающее влияние на выбор типа выемочной машины, крепи, средств транспорта в очистном забое оказывают угол падения и мощность пласта.

При увеличении угла падения существенно упрощаются условия транспортирования угля вдоль лавы, за исключением углов от 19 до 35°, при которых ухудшается использование конвейера, доставка угля самотеком затруднена.

В то же время увеличение угла падения начиная с 13° требует все более сложных средств и способов удерживания секций механизированной крепи от сползания и подвеса комбайна.

Наиболее благоприятными для современного очистного обводнения условиями являются пласты с углами падения до 12°.

При выемке пластов мощностью до 0,7 м в основном используется индивидуальная крепь, так как механизированные крепи не могут обеспечить минимальный проход для людей. Наиболее благоприятные для применения механизированных комплексов условия обеспечиваются при выемке пластов (слоев) угля мощностью от 1,3 до 3,2 м.

Устойчивость кровли определяет величину допустимой площади ее обнажения без крепи. Фактическая площадь обнажения зависит от взаимного расположения выемочной машины и конвейера, конструкции крепи, ширины вынимаемой полосы, технологии работ и может регулироваться в широких пределах. При неустойчивых кровлях крепление забоя обычно сдерживает работу выемочных машин.

Слабая или волнистая почва может служить причиной зарывания в нее выемочной машины, что приводит к быстрому износу инструмента, повышению нагрузки на тяговый орган и привод, засорению угля породой. При слабой почве стойки или секции крепи могут вдавливаться в нее, что усложняет ее передвижку и уменьшает фактическое сопротивление крепи.

Выше рассматривалось влияние структуры и состава вмещающих пород и соотношение их мощности и мощности разрабатываемого пласта на выбор способа управления кровлей.

Сопrotивляемость угля резанию и строение пласта оказывают влияние на выбор выемочной машины. Угли с небольшой сопротивляемостью резанию могут эффективно выниматься стругами и скреперостругами, со средней сопротивляемостью — машинами режущего и строгачего действия, при крепких углях целесообразно отдавать предпочтение машинам с буровым исполнительным органом.

В зависимости от интенсивности отжима угля принимается челноковая или односторонняя схема выемки пласта комбайнами, наличие отжима учитывается при выборе типа механизированной крепи.

Наличие в пласте породных прослоек большой мощности, а также ложная кровля и геологические нарушения практически исключают применение стругов.

Для осуществления всего комплекса взаимосвязанных процессов в очистном забое необходимо определенное сочетание машин и механизмов, удовлетворяющих горно-геологическим условиям и увязанных между собой.

Для выбора выемочной машины необходим анализ пределов изменения вынимаемой мощности пласта и угла его падения, а также сопротивляемость угля резанию.

Выемочная машина характеризует производительность механизированного комплекса, а выбранный способ выемки (комбайновый или струговый) в сочетании с мощностью пласта и свойствами боковых пород окончательно определяет тип комплекса.

Важным условием выбора рациональной технологической схемы очистных работ является согласование скорости подачи комбайна со скоростью крепления. Для устойчивой работы выемочной машины нужно, чтобы скорость крепления была на 30% больше, чем скорость выемочной машины.

20.2. Механизация очистной выемки угля узкозахватными комбайнами с механизированными крепями

В состав механизированного комплекса входят узкозахватный очистной комбайн, механизированная крепь, забойный конвейер, крепь сопряжения, гидро- и электрооборудование, станция орошения, вспомогательное оборудование.

Узкозахватные комбайны имеют преимущественно шнековый исполнительный орган, значительно реже — барабанный. Широкое использование шнековых исполнительных органов объясняется тем, что они не только разрушают угольный массив, но и грузят отбитый уголь на конвейер. Они позволяют обеспечить высокую производительность комбайна, обладают большим диапазоном регулирования по вынимаемой мощности пласта, дают возможность самозарубки в пласт угля и работы как по односторонней, так и по челноковой схеме.

Узкозахватные комбайны имеют цепную и бесцепную системы подачи. К недостаткам цепной системы подачи относятся опасность травматизма при разрыве тяговой цепи, необходимость применения специальных устройств, предотвращающих сползание установленного на раме конвейера комбайна (при углах падения пласта 9° и выше).

В связи с этим предпочтение отдается бесцепным системам подачи. В основу бесцепной системы подачи положена цевочная передача, при которой звездочка механизма подачи входит

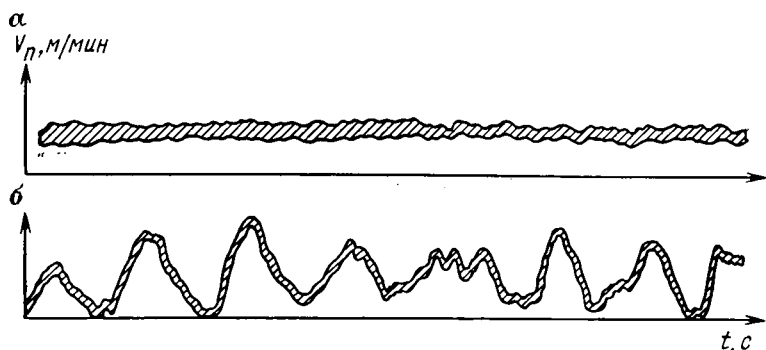


Рис. 20.8. Зависимость скорости движения комбайна во времени при бесцепной (а) и цепной (б) системах подачи

в зацепление с круглой трубчатой цевочной направляющей, размещенной вдоль става конвейера. Существуют и другие конструктивные решения.

При бесцепной системе подачи благодаря отсутствию тяговой цепи движение комбайна практически равномерно (рис. 20.8), что повышает надежность и долговечность его эксплуатации и существенно повышает безопасность работ.

Краткая характеристика выпускаемых в СССР узкозахватных комбайнов, работающих с рамы конвейера, приведена в табл. 20.1.

Из зарубежных фирм, изготавливающих комбайны, наиболее известны «Эйкгофф» (ФРГ), «Сажем» (Франция), «Андерсон» с дочерними филиалами (Великобритания), «Джой» (США). Широко развито производство угольных комбайнов в ПНР, ЧССР.

В зарубежном машиностроении наблюдается тенденция к увеличению энерговооруженности комбайнов до 300 кВт при одном двигателе и до 600 кВт при двух двигателях и полному переходу на бесцепные системы подачи с трубчатыми или цевочными направляющими. При этом преимущество отдается более компактным комбайнам, не требующим подготовки ниш.

Фирма «Эйкгофф» выпускает три типа комбайнов: с одним регулируемым шнеком (унифицированный ряд EW), с двумя регулируемыми шнеками (EDW) и специальные конструкции (ESA).

Техническая характеристика комбайнов «Эйкгофф» представлена в табл. 20.2.

Комбайны с индексом N (например, EDW-170-LN) оснащены шнеками, расположенными с торцов корпуса, и работают с почвы пласта в лоб забоя. Ширина шнеков обычно 0,8 м. Все комбайны серии L сконструированы по модульному принципу.

Т а б л и ц а 20.1

Тип ком- байна	Вынимаемая мощность пласта, м	Угол паде- ния пласта, градус	Исполнительный орган	Ширина за- хвата ис- полнитель- ного орга- на, м
1К101У	0,8—1,35	До 35	Два односторонних шнека	0,63; 0,8
2К52МУ	1,1—1,9	До 35	Два односторонних шнека	0,63; 0,8
КШ1КГУ	1,4—2,8	До 35	Два односторонних шнека	0,5; 0,63
КШЗМ	1,8—3,3	До 35	Два односторонних шнека	0,5; 0,63
2КШЗ	2—4,1	До 30	Два односторонних шнека	0,5; 0,63
1ГШ68	1,3—2,5	До 35	Два разнесенных шнека	0,5; 0,63; 0,8
2ГШ68Б	1,4—2,5	До 35	Два разнесенных шнека	0,5; 0,63; 0,8
К103	0,6—1,2	До 35	Два разнесенных шнека	0,8
КА80	0,5—1,2	До 35	Два разнесенных бара- бана с вертикальной осью вращения	0,8
МК67М	0,7—1	До 35	Барабан с вертикальной осью вращения	0,8

Таблица 20.2

Тип комбайна	Вынимаемая мощность пласта, м	Диаметр шнеков, м	Общая энерговооруженность, кВт	Максимальная скорость подачи, м/мин
EW-170-L	1,4—3,1	1,1—1,8	170	2,4—3,4
EW-300-L	1,8—4,2	1,4—2,2	300	3,3—7,4
EW-300-LH	2,2—5	1,4—2,2	300	3,3—7,4
EDW-170-LN	0,75—1,8	0,75—1,6	170	2,35—4,7
EDW-200/230-LN	1,2—2,1	1,2—1,6	230	2,4—4,7
EDW-170-L	1,4—3,1	1,3—1,6	170	2,4—9,4
EDW-340-L	1,4—3,1	1,3—1,8	340	2,4—4,7
EDW-200-L	1,6—3,5	1,3—1,8	200	2,4—8,8
EDW-400-L	1,6—3,5	1,3—1,8	400	2,4—8,8
EDW-300-L	1,8—4,2	1,4—2,2	300	3,3—7,4
EDW-600-L	1,8—4,2	1,4—2,2	600	3,3—7,4
EDW-300-LH	2,2—5	1,4—2,2	300	1,4—3,3
EDW-600-LH	2,2—5	1,4—2,2	600	3,3—7,4
EDW-230-2LN	1,3—2,1	1,3—1,6	511	6,8—10,8
EDW-150-2L	1,5—3,4	1,1—1,6	328	5,7—9,2
EDW-150-2W	1,5—3,4	1,1—1,6	351	6,5—10,4
EDW-230-2L	1,6—3,6	1,5—2	488	6,8—10,5
EDW-230-2L-2W	1,6—3,7	1,5—2	511	6,8—10,5
EDW-450-L	2,3—4,2	1,8—2,3	500	4,7—8,5
ESA-60-L	1,4—3,2	1,4—1,7	60	1—6

Примечание. Все комбайны имеют бесцепную систему подачи.

На базе комбайна EDW-300-L изготовлен комбайн с дисковым исполнительным органом. Режущие диски могут отклоняться от вертикального положения на угол 68° , что позволяет придать плоскости забоя наклонное положение и предотвратить тем самым возможный отжим угля.

Комбайны фирмы «Андерсон» оснащены регулируемыми по мощности пласта барабанными или шнековыми исполнительными органами. Наряду с повышением мощности двигателей до 1000 кВт (комбайн «Астро-1000» для выемки пластов мощностью от 1,5 до 5 м) прослеживается тенденция к выпуску комбайнов, работающих с почвы пласта (AM-420, AS-1000 и др.). С почвы работает также комбайн «Трепаннер» с исполнительным органом бурового действия, предназначенный для выемки пластов мощностью 0,85—1,3 м и снабженный бесцепной системой подачи. Суммарная мощность его двигателей 200 кВт.

Ряд фирм Великобритании и США выпускает комбайны для выемки тонких пластов с увеличенной до 1 м шириной захвата. Французские и американские угольные комбайны «Сириус-400», «Супер-DTS-300», 1LS, 2LS и другие со шнековыми исполнительными органами имеют энерговооруженность 180—680 кВт, рабочую скорость подачи до 12,2 м/мин и отличаются широким диапазоном регулирования исполнительных органов по мощности пласта.

В угольных шахтах СССР применяются механизированные поддерживающие, оградительно-поддерживающие и поддерживающе-оградительные крепи, причем первые из них используют в основном на пластах мощностью до 1,9 м, а остальные — на пластах большей мощности. Краткая техническая характеристика выпускаемых в СССР поддерживающих механизированных крепей приведена в табл. 20.3, а оградительно-поддерживающих и поддерживающе-оградительных, объединенных в одну группу под названием *щитовые крепи*, — в табл. 20.4.

Крепи 1КМК97Д, МК98 и 87УМС комплектные, остальные — агрегатированные.

В ФРГ, Франции, ВНР, ПНР поддерживающие крепи в последнее время заменяются щитовыми независимо от мощности пласта. Увеличивается число щитовых крепей в продукции фирм Великобритании и США.

Все щитовые крепи имеют общие конструктивные особенности. Благодаря соответствующей конструкции поддерживающего и оградительного перекрытий рабочее пространство лавы почти полностью изолировано от попадания породы из кровли и обрушаемых пород. Шарнирное соединение стоек крепи с основанием и поддерживающим или оградительным перекрытием обеспечивает устранение изгибающих моментов и большую раздвижность.

Различие между отдельными типами крепей заключается в расположении и взаимосвязи их основных узлов: основания, поддерживающего и оградительного перекрытия и системы передвижки.

Первые щитовые крепи имели одношарнирное соединение оградительного перекрытия с основанием (центральный шарнир). Для них характерна дуга радиусом, равным длине оградительного перекрытия (щита), образуемая шарниром, соединяющим основание с поддерживающим перекрытием. Расстояние между концом последнего и забоем увеличивается по мере увеличения высоты крепи.

Поэтому в таких крепях необходимо регулирование длины поддерживающего перекрытия за счет использования выдвижного или надставного верхняка.

Работы в направлении устранения колебаний расстояния поддерживающего перекрытия от забоя привели к созданию крепи с раздвижкой секций лемнискатного типа, в которой шарнир, соединяющий ограждение с поддерживающим перекрытием, и конец последнего при изменении высоты крепи описывают лемнискату. Соответствующий подбор геометрических параметров обеспечивает возможность использования только вертикального участка этой кривой, благодаря чему расстояние от забоя практически постоянно или изменяется весьма незначительно.

Таблица 20.3

256

Показатели	Кресть							
	1МК97Д	МК98	«Донбасс-М»	1КД180	М103	М87УМП	1М88	1МТ
М87УМН								
Максимальный угол падения пласта*, градус	20/10	20/10	25/10	35/10	35/12	15—20/10	15/10	35/10
Мощность пласта**, м	0,75—0,9	0,75—1,0 0,9—1,25	0,8—1,2	0,85—1,2	0,7—0,9	1,05—1,38 1,25—1,95	1—1,3	1,1—1,5 1,35—2
Соппротивление крепи, кН:								
на 1 м ² подерживаемой кровли	300	300	380	480	500	410—620	410	1000
на 1 м длины лавы	980	1150	1330	1900	2340	2160	1640	4100
Рабочее сопротивление, кН:								
стойки	400	460	300	640	700	780	780	1300
секции (комплекта)	1600	1840	1800	2560	2800	1560	1560	5200
Шаг установки секций (комплектов), м	1,45; 1,6	1,6	1,35	1,35	1,2	0,635; 0,79; 0,95	0,95	1,25
Шаг передвижки секции (комплекта), м	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,63	0,63	0,63
Давление рабочей жидкости в магистрали, МПа	20	20	20	25	32	20	20	20
Коэффициент затяжки кровли	0,55	0,7	0,83	0,9	0,85	0,9	0,9	0,9
Масса крепи на 1 м длины лавы**, т		1,4	2,2	4,5	2,7	2,2/2,4	2	3,6/3,8
								2,2

* В числителе — при подвигании лавы по простиранию пласта, в знаменателе — попадению или восставанию.

** В числителе — для I типоразмера крепи, в знаменателе — для II типоразмера.

Таблица 20.4

Показатели	Крепь			
	1МКМ	МК75	20КП70	Т13К
Максимальный угол падения пласта*, градус	15/12	35/12	30/10	12/8
Мощность пласта, м	1,4—1,75	1,6—2,2	2,3—3,5	2—2,45 2,2—3
Соппротивление крепи, кН:				
на 1 м ² поддерживаемой кровли	325	500	660	415
на 1 м длины лавы	980	1450	690	73
Рабочее сопротивление, кН:				
стойки	540	800	1900	800
секции	1080	1600	1900	800
Шаг установки секции, м	1,1	1,1	1,1	1,1
Шаг передвижки секции, м	0,63	0,71	0,63	0,63
Максимальное давление рабочей жидкости в напорной магистрали, МПа	20	20	20	20
Масса крепи на 1 м длины лавы**, т	3,5	39	5,6	3/3,2

* В числителе — при подвигании лавы по простиранию пласта, в знаменателе — по

** Для I типоразмера мощность пласта равна 2—2,75, II — 2,25—3,2 м, III — 2,5—3,65 м

Большое значение для работы щитовой крепи имеют способ восприятия нагрузки пород кровли и связанные с ним продольная устойчивость крепи и распределение давления на почву. С точки зрения оптимального поддержания кровли наиболее выгодно, чтобы шарнир, соединяющий ограждение с поддерживающим перекрытием, располагался как можно ближе к забою.

Расстояние от забоя до конца основания крепи должно быть меньше расстояния от забоя до шарнира, т. е. линия действия равнодействующей усилий, возникающих от горного давления или сопротивления стойки (при распоре крепи), должна пересекать почву в пределах основания. Это основное условие продольной устойчивости крепи, выполнение которого зависит от многих факторов: удаления конца основания от забоя, влияния силы трения между перекрытием и кровлей и др. Эти факторы обуславливают увеличение расстояния между шарниром и забоем лавы, а вместе с тем и удлинение поддерживающего перекрытия у некоторых типов крепей почти до 3 м (с учетом задней консоли).

Для обеспечения хорошего прилегания к кровле передняя часть поддерживающего перекрытия должна иметь установочный домкрат, что усложняет конструкцию крепи.

При необходимости поддерживать только небольшой по ширине участок, прилегающий к забою, т. е. обеспечить при небольшой длине поддерживающего перекрытия хорошую устойчивость крепи, можно удлинить основание путем оснащения его лыжами или балками, проходящими под конвейером, что в свою очередь вызывает необходимость увеличения высоты конвейера (польский комплекс «Пиома» и др.).

Дальнейшее развитие щитовых крепей ведется во взаимосвязи с требованиями своевременного поддержания обнаженной кровли с помощью различного типа козырьков (рис. 20.9) и повышения сопротивления крепи.

Вопросы обеспечения минимального прохода для рабочих решаются в зарубежных конструкциях щитовых крепей за счет выноса вперед шарниров четырехзвенника (крепь G-300-5/15 и G-320-5/15 западногерманской фирмы «Хемшайдт») или путем изготовления перекрытий и оснований секции в виде плит из легированных сталей (крепь западногерманских фирм «Хайнцман» и «Бекорит», английских фирм «Даути» и «Галлик-Добсон»).

Передвижка крепи при слабых и неровных почвах улучшается при введении в конструкцию основания шарнирных опорных лыж (система «Пендельплатте»). Примерами таких крепей являются крепь RHS, RHB фирмы «Тиссен», а также уже упоминавшиеся крепь фирмы «Хемшайдт».

Устойчивость к опрокидыванию секций при разработке пластов с углами падения до 45° достигается вводом в состав кре-

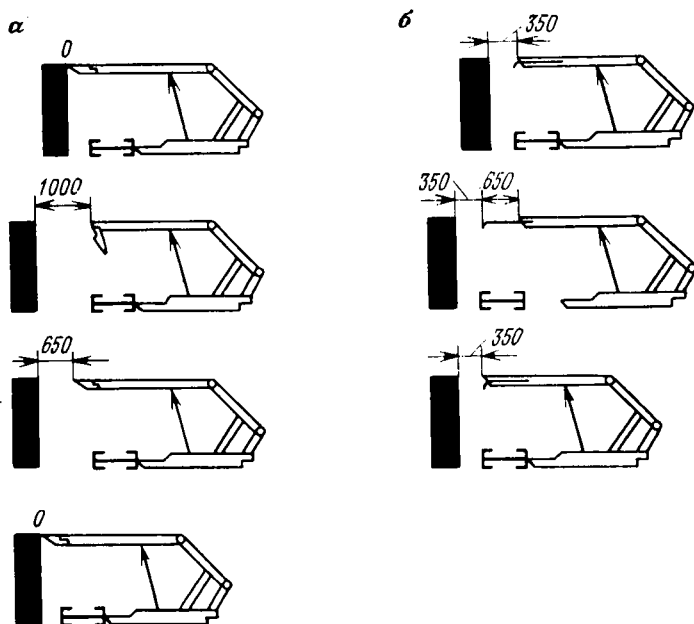


Рис. 20.9. Схемы поддержания обнаженной кровли у забоя с помощью откидных козырьков (а) и выдвижных консолей (б)

пи специальных спаренных якорных секций (крепн RHS, RHB).

Частичная разгрузка рычажной системы секции щитовой крепи обеспечивается замной традиционных двух- и четырехстоечных конструкций секций на трехстоечные, при этом дополнительная третья стойка воздействует на наклонную оградительную часть перекрытия в месте, расположенном возле шарнира (крепн 0,5.08/21, 05.22/40 фирмы «Хайнцман», ФРГ, для пластов мощностью соответственно 1,1—2,1 м и 2,5—4,0 м).

Фирма «Даути» запатентовала крепь, которая предназначена для работы в условиях слабых и неровных кровель, в которой верхнее перекрытие выполнено с пятью углублениями, в каждом из которых размещена гибкая оболочка, наполняемая рабочей жидкостью или воздухом.

Значительные успехи в создании эффективных щитовых крепей достигнуты в ПНР. Параметры некоторых польских крепей с двумя стойками в секции приведены в табл. 20.5.

Высокое сопротивление крепей обеспечивает успешное поддержание кровли, а широкие перекрытия и гидравлически управляемые щитки полностью предотвращают возможные вывалы в рабочее пространство лавы.

Таблица 20.5

Тип крепи	Рабочее сопротивление секции, кН	Удельное сопротивление секции, кН/м ²	Мощность пласта, м
«Глиник-08/22-OZ»	2600	350—520	0,8—2,2
«Фазос-12/28-OZ»	3000	430—680	1,2—2,8
«Фазос-17/36-OZ»	3926	639	1,7—3,6
«Пиома-25/45-OZ»	4000	665—715	2,5—4,5
«Фазос-19/32-OZ»	850	170—340	1,9—3,2
«Пиома-19/38-OZ»	4000	550—580	1,9—3,8

В ЧССР наибольшее распространение получили щитовые крепи DVP-7A и DVP-7B оградительно-поддерживающего типа, имеющие одношарнирное соединение основания со щитовой оградительной частью.

Для пластов с труднообрушаемой кровлей и удароопасных пластов созданы оградительно-поддерживающие крепи DVP-9 и DVP-10 с четырехшарнирным соединением основания со щитом, отличающиеся большим удельным сопротивлением.

В ВНР освоено производство щитовых крепей, наиболее соответствующих условиям шахт страны (неустойчивые кровли, слабые почвы, обводненность). Крепи работают в диапазоне мощностей 1,2—2,6 м при пологом залегании пластов. Удельное сопротивление секций от 260 до 976 кН/м². Шаг установки секций 1,2—1,5 м.

В США наиболее перспективными считаются двухстоечные щитовые крепи с лемнискатной связью как имеющие более простую конструкцию, меньшие габариты и обеспечивающие более удобный проход для людей. Такие крепи для пластов мощностью 0,9—3,8 м с несущей способностью 5000—5500 кН выпускает фирма «Джой-Маньюфекчуринг».

Как показал опыт, щитовые крепи предпочтительнее, чем крепи поддерживающего типа. Они могут быть рассчитаны на применение не только при неустойчивых кровлях, но и при труднообрушаемых. Имея достаточно большой диапазон раздвижности, щитовые крепи наиболее приспособлены к колебаниям мощности пластов. Однако из-за большей длины и большей на 40—60% массе (от 3,5 до 12 т на 1 м длины лавы) при том же рабочем сопротивлении, что и поддерживающие (рамные и костровые) крепи, щитовые крепи требуют намного более высоких затрат на монтаж, демонтаж и транспортирование. Увеличение массы крепи существенно повышает ее стоимость.

Поэтому щитовые крепи наиболее целесообразно применять в сложных условиях эксплуатации при неустойчивой непосредственной кровле, наличии тектонических нарушений и переменной мощности пласта, длина выемочных участков при этом должна быть достаточно большой.

При устойчивой непосредственной кровле оказывается более экономичным применение поддерживающих, преимущественно костровых крепей. Западноевропейские фирмы выпускают поддерживающие крепи в основном кострового типа с 4—6-стоечными секциями.

Наиболее известны крепи фирмы «Вестфалия-Люнен» (ФРГ) В 1,1 и BV 400-11,5/22,5 с четырехстоечными секциями для пластов мощностью соответственно 0,5—1 м и 1,35—2,2 м, а также крепи фирмы «Даути» с 5—6-стоечными секциями с сопротивлением каждой секции крепи 1500—1800 кН (5/150, 6/180, 6/510).

Крепь 5/150 состоит из 5-стоечных секций. Каждая секция включает костровую и забойную части. Четыре стойки костровой части имеют общее основание и перекрытие, пятая стойка размещена на основании типа салазок и снабжена поддерживающим шарнирным верхняком. В верхняке смонтирован выдвижной козырек для подхвата кровли. Оба основания соединены друг с другом двумя подпружиненными стальными полосами. Рабочее сопротивление крепи 1321 кН, максимальное — 1500 кН. Усилие начального распора стойки 300 кН, усилие на конце верхняка — 132 кН. Секции крепи отличаются повышенной боковой устойчивостью.

В целом конструкции зарубежных поддерживающих крепей аналогичны отечественным.

При работе с механизированными крепями используются одно- или чаще двухцепные скребковые конвейеры. Техническая характеристика выпускаемых в СССР скребковых конвейеров, работающих в комплексе с механизированными крепями, приведена в табл. 20.6.

В конструкциях этих конвейеров применяются только решетки с закрытой нижней ветвью скребковой цепи, что позволяет снизить пиковое потребление мощности при работе конвейера и число обрывов нижней ветви цепи. Во всех других странах, за исключением Великобритании, используются в основном решетки с открытой нижней ветвью (например, в ФРГ такие решетки применяются в 95% конвейеров).

Развитие средств забойного транспорта в мировой практике характеризуется наряду с увеличением установленной мощности приводов все более широким применением конвейеров с двумя сближенными цепями, вынесенными из направляющих боковых решеток.

В ФРГ большинство конвейеров оборудовано цепями калибров 26×92 мм и приводами с двигателями мощностью от 120 до 160 кВт. Тенденция к увеличению калибров цепей и мощности приводов характерна и для других зарубежных стран.

Став современных конвейеров состоит из линейных решеток, бортов и переходных секций. Линейные решетки соединяются между собой специальными замками, допускающими изгиб

Таблица 20.6

Показатели	Конвейер					
	СП48М	СП 202	СП87ПМ	КИЗМ	СУ-ОКП70	СПМ301
Производительность, т/ч	250—290	340—600	430—600	200	560; 730	430—600
Скорость движения, м/с	1,12	1; 1,25; 1,4	1; 1,12; 1,25; 1,4	0,92	1,1; 1,24	1; 1,12; 1,25; 1,4
Длина в поставке, м	150; 200	150; 220; 300	150; 160; 170; 200	64; 104	100; 150	150; 170; 200
Установленная мощность электродвигателей, кВт	55×3	55×4 или 110×2	55×4 или 110×2	32×2	55×2	110×(2—3)
Высота погрузки, мм	183	190	215	205	360	280
Масса конвейера, т	51; 61	40—140	45—126	31; 50	52—95	44—133

Примечание. В конструкциях всех конвейеров используются две круглозвенные сварные цепи преимущественно калибра 18×64.

рештаков относительно друг друга в горизонтальной и вертикальной плоскостях до 3°.

К нижним полкам боковин линейной секции приварены две поперечные лыжи, к концам которых с забойной стороны крепятся подборщики для зачистки почвы при передвижке конвейера, а с завальной стороны — съемные борта с желобом для укладки кабелей, шланги орошения, гидросистемы крепи и направляющая для опор комбайна.

Тяговый орган конвейера — обычно две-три круглозвенные цепи со скребками.

Для сокращения длины ниш разработаны конвейеры с укороченными приводами (без переходных секций). При расположении такого привода в штреке и применении комбайнов с самозарубающимися исполнительными органами выемка угля может осуществляться без подготовки ниш. Главным фактором выбора конструкции тяжелого скребкового конвейера для длинных забоев в настоящее время является его надежность, поэтому удельный вес мощных конвейерных установок постоянно растет.

Применение бесцепной подачи выемочных комбайнов приводит к дополнительному росту нагрузки на конвейерный став, но она благоприятно сказывается на работе наименее надежного элемента конвейера — цепи конвейера вследствие фиксации длины става и величины отклонения рештаков в горизонтальной и вертикальной плоскостях.

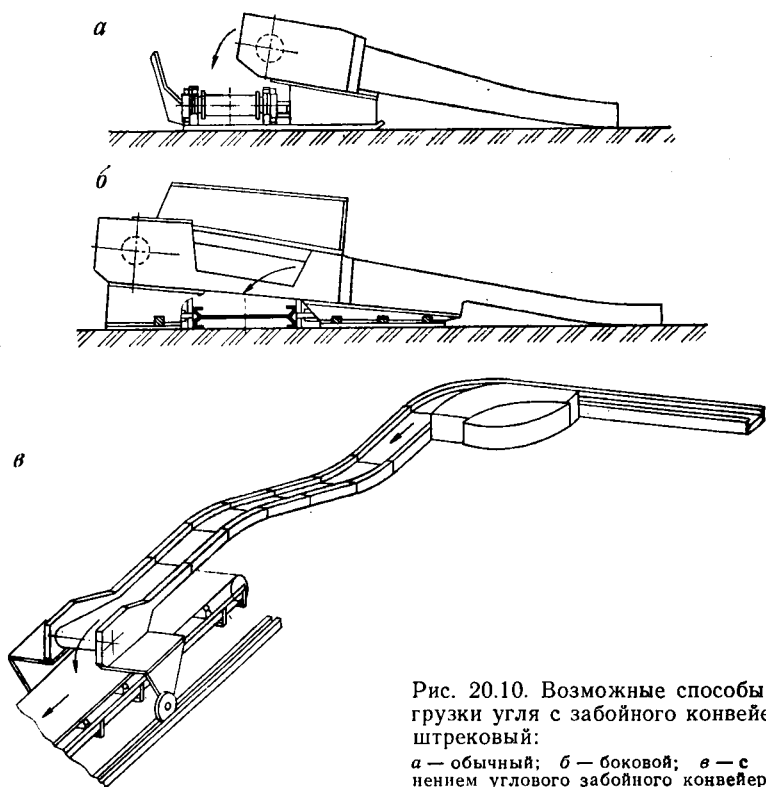


Рис. 20.10. Возможные способы перегрузки угля с забойного конвейера на штрековый:

а — обычный; *б* — боковой; *в* — с применением углового забойного конвейера

Важным моментом является место перегрузки угля с забойного конвейера на штрековый. Обычно требуется соответствующий «набег» забойного конвейера над штрековым конвейером во избежание захвата угольной мелочи холостой ветвью забойного конвейера и, следовательно, его заштыбовки.

При отсутствии «набега» приходится применять боковую разгрузку угля с забойного конвейера или использовать так называемый угловой забойный конвейер с изогнутой под углом 90° разгрузочной частью (рис. 20.10).

Очистные комплексы оборудования, выпускаемые в СССР. Комплексы *1КМ97Д* и *КМК97М* предназначены для выемки пластов мощностью соответственно 0,75—1,2 и 0,75—1,25 м, с углом падения до 20° при подвигании лав по простиранию и до 10° при подвигании лав по восстанию или падению. Непосредственная кровля — не ниже средней устойчивости, основная — легко- и среднеуправляемая, несущая способность почвы — не менее 3,4 МПа. Входящие в состав комплексов механизированные крепи *1КМ97Д* и *МК98* — комплектные. Секции крепи в лаве уста-

навливаются в шахматном порядке (при устойчивой кровле) или в прямолинейный ряд (рис. 20.11). При шахматном расположении секций в комплекте одна из них является опережающей, вторая — отстающей. Опережающие секции снабжены рессорными консолями, концы которых располагаются на расстоянии 0,25—0,3 м от забоя, а отстающие — управляемыми консолями, концы которых отстают от забоя на 0,7—0,75 м. По мере выемки угля комбайном сначала передвигают отстающие секции, которые подхватывают обнаженную кровлю, а затем опережающие секции (после передвигки забойного конвейера на участке длиной 12—15 м за комбайном).

Крепь 1МК97Д состоит из отдельных комплектов, не связанных между собой и с забойным конвейером. Каждый комплект крепи (рис. 20.12) состоит из двухстоечных секций 1 и 2 рамного типа, соединенных друг с другом поверху гидродомкратом передвижения 3 и рессорной связью. Каждая секция комплекта состоит из двух стоек 5 двойной раздвижности с нижними тарельчатыми опорами 4 на почву пласта, ограждения 6, перекрытия 7, блока управления и гидроразводки. Каждая стойка установлена в стакане 8 с помощью пластинчатых рессор, что позволяет ей отклоняться в поперечном и в продольном направлениях соответственно на 5 и 13°. Перекрытие опережающих секций выполнено из рессор, а отстающих — из верхняка, который поджимается к кровле при помощи гидропатрона. Управление передвижением секций осуществляется из-под соседнего вышестоящего комплекта.

В крепи МК98 имеется ряд конструктивных отличий от крепи 1МК97Д: увеличена ширина перекрытия секций; перекрытия обеих секций выполнены одинаковыми с удлиненными до 2 м поджимными (посредством гидропатронов) консолями; повышен коэффициент затяжки кровли. Управление передвижением секций осуществляется с помощью гидрораспределителя, рукоятки которого расположены с торца комплекта.

Передвижение забойного конвейера производится специальными гидродомкратами, установленными на каждом четвертом комплекте крепи.

Комплекс 2МКДМ (рис. 20.13) предназначен для выемки пластов мощностью 0,8—1,2 м с углами падения до 25° при продвижении лав по простиранию и 10° при подвигании их по падению или восстанию. Непосредственная кровля не ниже средней устойчивости, основная — любая, кроме труднообрушаемой. Несущая способность почвы — не менее 2 МПа.

Входящая в состав комплекса крепь «Донбасс-М» состоит из однотипных 6-стоечных секций кострового типа с двумя гидродомкратами передвижения двойного действия, расположенными по бокам основания секции и шарнирно соединенными с забойным конвейером.

Рис. 20.11. Схема расположения оборудования комплекса 1КМ97Д в лаве:

1, 2 — соответственно опережающая и отстающая секции крепи; 3 — забойный конвейер; 4 — комбайн

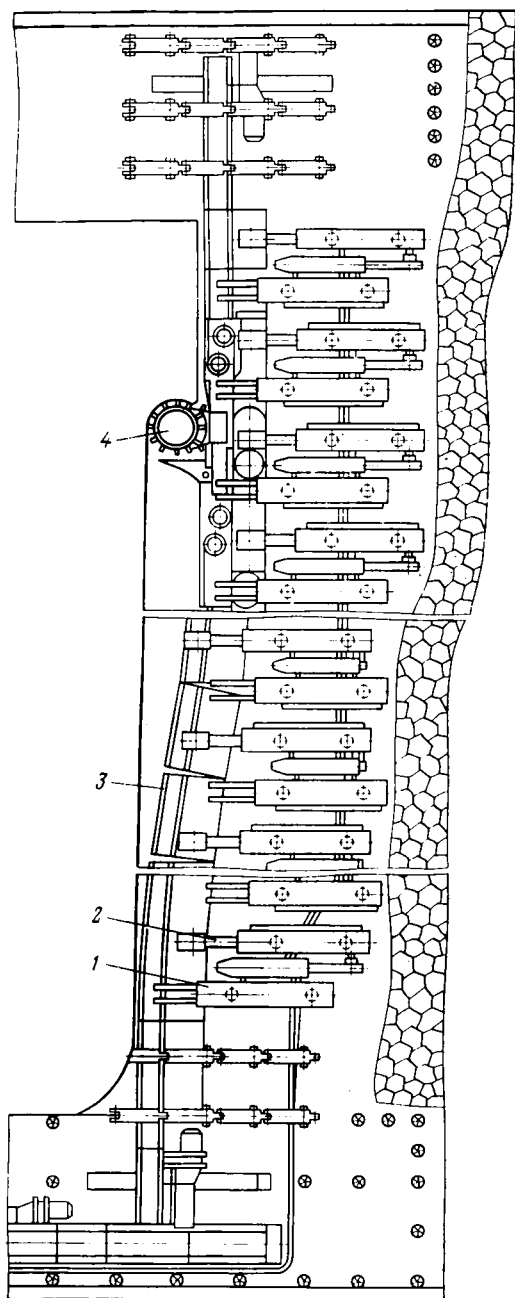
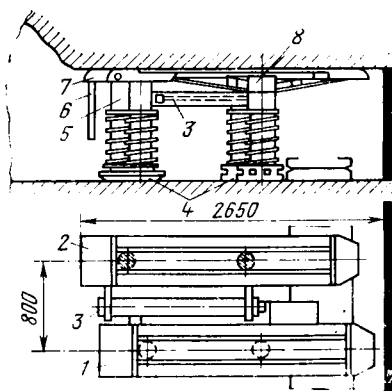


Рис. 20.12. Секция механизированной крепи 1МК97Д



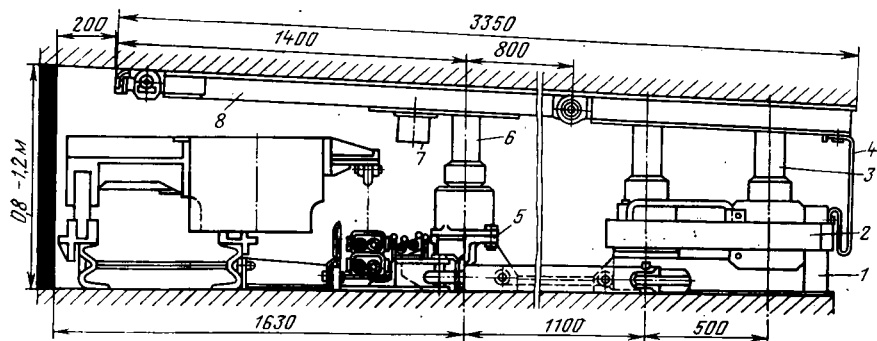


Рис. 20.13. Секция крепи «Донбасс-М»

Каждая секция крепи «Донбасс-М» состоит из посадочного элемента, имеющего четыре установленные на основании 1 стойки 3, и призабойного элемента 5, имеющего две стойки 6. Посадочный и призабойный элементы связаны между собой по кровле общим шарнирным перекрытием 8, а по почве — двумя шарнирными тягами. Все стойки — телескопические, двойной гидравлической раздвижности, двухстороннего действия. К задней консоли перекрытия шарнирно подвешено ограждение 4 из панцирной сетки и конвейерной ленты. К основанию 1 прикреплены опорные башмаки 2.

Со стороны забоя перекрытие шарнирно соединено с двумя верхняками призабойного элемента. Один верхняк имеет выдвижную поджимную рессорную консоль, которая выдвигается на 0,8 м из основного неподвижного верхняка посредством расположенного в нем гидродомкрата двойного действия. Другой верхняк снабжен консолью, которая при распоре секции прижимается гидропатроном 7.

В комплексе КД80 применена более совершенная крепь «Донбасс-80». Комплекс предназначен для выемки пластов мощностью 0,85—1,2 м с углами падения до 35° (при подвигании лавы по простиранию пласта) и 10° (при подвигании лавы по падению или восстанию). Непосредственная кровля — ниже средней устойчивости, основная — любая, кроме трудноуправляемой. Несущая способность почвы — не менее 2 МПа.

Крепь «Донбасс-80» состоит из однотипных 4-стоечных секций. Каждая секция имеет сплошное основание и сплошное шарнирное перекрытие. Консоль перекрытия поджимается гидропатроном к кровле. Особенности крепи: высокое сопротивление в призабойной зоне; возможность передвижки секции без потери контакта с кровлей; высокий коэффициент затяжки кровли (0,9).

В исходном положении комплексов 2МКДМ (рис. 20.14) и КД80 комбайн находится в нижней или верхней части лавы, конвейер придвинут к забою по всей длине лавы, а передние стойки секций крепи придвинуты к конвейеру. Комбайн работает по челноковой схеме. По мере выемки комбайном вслед за его проходом выдвигают консоли верхних секций крепи и подхватывают ими обнаженную кровлю в зоне изгиба забойного конвейера. На расстоянии 15—18 м за комбайном передвигают конвейер к забою «волной» с изгибом става, а на расстоянии 20—25 м за комбайном — секции крепи (последовательно). После выемки комбайном полосы угля по всей длине лавы производят передвижку головок конвейера вместе с комбайном. Исполнительный орган комбайна при этом заводят в предварительно подготовленную нишу, если он не выведен на штрек при работе без ниш. Затем осуществляют подготовку комбайна к работе в обратном направлении и передвижку секций крепи сопряжения.

Комплекс 1КМ103 предназначен для комплексной механизации очистных работ в лавах на пластах мощностью 0,7—1,2 м с углом падения до 35° при подвигании забоя по простиранию и до 12° по восстанию (падению) при боковых породах ниже средней устойчивости.

Особенностью технологической схемы действия комплекса является работа комбайна К103 с почвы пласта по челноковой схеме.

При выемке угля комбайн движется по круглой направляющей конвейера, опираясь гидравлическими опорами на полку погрузочного лемеха. Секции крепи передвигаются к забою вслед за выемкой угля комбайном (так называемая «заряженная» схема).

Крепь 1М103 состоит из одинаковых 4-сточных секций со сплошным перекрытием и симметрично расположенным по оси каждой секции гидродомкратом передвижения, который шарнирно соединен через толкатель с конвейером. Стойки — двухстороннего действия, двойной раздвижности. Перекрытие имеет гидравлически управляемую подвижную консоль и корректирующий положение секции поперечный гидродомкрат. Управление секциями — двухстороннее, с соседней секции.

Комплексы типа КМ87 серийно изготавливаются в нескольких модификациях: КМ87УМН, КМ87УМП, КМ87УМА и др. Они предназначены для выемки пластов мощностью 1—1,3 м (I типоразмер) и 1,25—1,95 м (II типоразмер) с углом падения до 15° при подвигании лав по простиранию и 10° при подвигании по падению. Непосредственная кровля — не ниже средней устойчивости, основная — любая, кроме трудноуправляемой. Минимальная несущая способность почвы пласта — не менее 2,9 МПа.

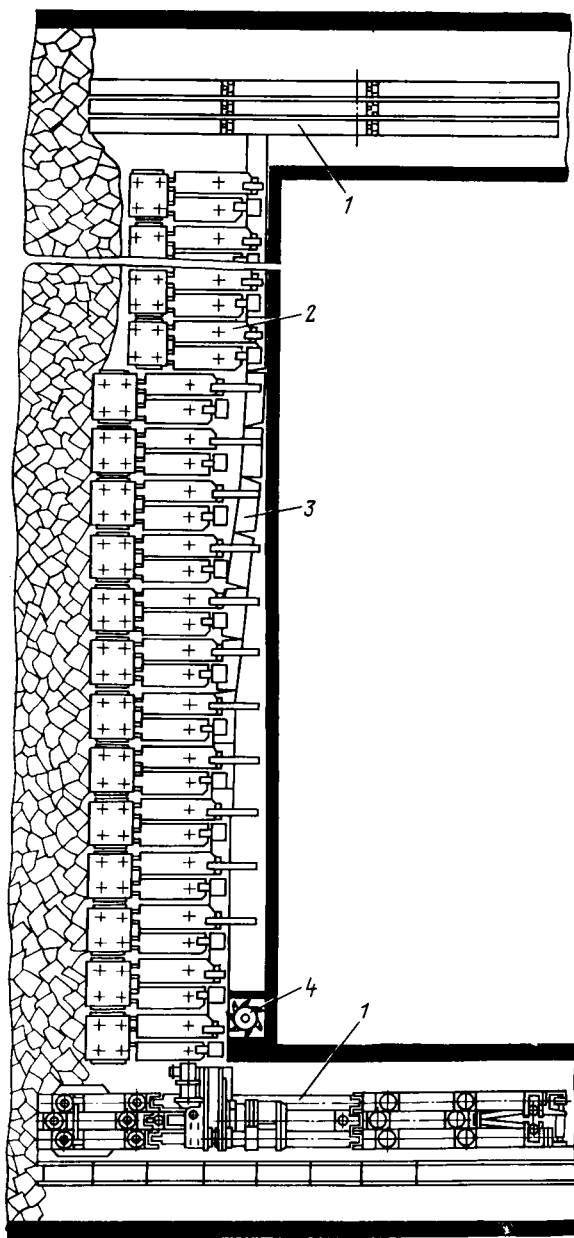


Рис. 20.14. Схема расположения оборудования комплекса 2МКДМ в лаве:
 1 — крепь сопряжения; 2 — механизированная крепь; 3 — забойный конвейер; 4 — ком-
 байн

Крепи типа М87 состоят из двухстоечных секций, направляющих балок, гидро- и электрооборудования. Секция крепи включает основание, перекрытие, гидростойки, гидродомкрат, ограждение, буфер и систему устойчивости. Литое основание является нижней опорой секции и базой для монтажа всех ее узлов и деталей. Перекрытие — цельносварная конструкция с с подрессоренной передней консолью у забоя. Стойки имеют двойную гидравлическую раздвижность. Направляющая балка устанавливается между секциями и служит для удержания конвейера от сползания и направленности секций при их передвижении.

В комплексе 2КМ87УМА используется аппаратура электрогидравлического автоматического управления крепью. Она включает: блок контроля и источник питания, располагаемые в штреке; посты управления, рассредоточенные по лаве; датчики переднего положения секции, устанавливаемые в основании каждой секции; блоки управления секциями с электрогидроклапанами на буферах передних стоек. По условиям управления все секции крепи по длине лавы разделены на группы. Число секций в группе выбирается в процессе эксплуатации (в пределах видимости).

Дальнейшим развитием конструкции комплексов типа КМ87 является комплекс 1КМ88, рассчитанный на такие же горно-геологические условия, с той лишь разницей что он может применяться на пластах с углом падения до 35° при подвигании лав по простиранию. Комплекс оборудован предупредительной электрической сигнализацией, громкоговорящей связью, абонентскими станциями и кнопочными постами, установленными через равные расстояния по длине лавы. Для освещения лавы используются светильники, установленные под перекрытиями секций.

Крепь М88 по сравнению с крепями типа М87 имеет меньшую высоту секций, более прочное и широкое верхнее перекрытие, более прочную консольную часть перекрытия за счет использования трех рессорных пакетов вместо двух. В ней применены гидростойки двойного действия с двойной раздвижностью, телескопическое П-образное ограждение.

Секции крепи связаны между собой гидравлическим механизмом устойчивости нового типа, обеспечивающим беспрепятственный пропуск в выработанное пространство оставшегося на почве угольного штыба. Они передвигаются последовательно без потери контакта с кровлей. Управление передвижением каждой секции осуществляется с помощью размещенного на соседней секции гидроблока.

Комплекс КМТ предназначен для выемки пластов мощностью 1,1—1,55 м (I типоразмер) и 1,35—2 м (II типоразмер) с углом падения до 35° при подвигании лавы по простиранию и

10° при подвигании по падению (восстанию). Непосредственная кровля — ниже средней устойчивости, основная — любая. Несущая способность почвы — не менее 2,7 МПа.

В лавах, оснащенных комплексами типа КМ87, 1КМ88 и КМТ, выемка угля комбайном может производиться как по челноковой, так и по односторонней схеме.

В исходном положении исполнительный орган комбайна заведен в нижнюю нишу или способом самозарубки в пласт угля. Гидродомкраты передвиги раздвинуты, секции оттянуты от конвейера на величину захвата комбайна и шага передвиги (0,63 м). Конец консоли перекрытия находится на расстоянии 0,3 м от забоя. По мере выемки комбайном секции крепи последовательно (или через одну при шахматном порядке их передвиги) передвигаются к забою. После выемки комбайном полосы угля по всей длине лавы осуществляется фронтальная передвигка конвейера к забою. При этом исполнительный орган комбайна заводится в верхнюю нишу или в штрек (при безнишевой выемке). Комбайн может также самозарубаться в пласт. При фронтальной передвигке конвейера уголь, оставшийся на почве пласта у забоя после прохода комбайна, погружается лемехами конвейера. Выемка второй полосы производится в обратном направлении в том же порядке.

При односторонней схеме выемка угля комбайном и передвигка секций крепи осуществляются в одном направлении. При движении комбайна в обратном направлении он зачищает почву от угля, после чего производится фронтальная передвигка конвейера.

Комплекс ОКП предназначен для механизации очистных работ на пологих пластах (до 12° при выемке по простиранию и до 8° по падению) мощностью 2,1—2,45 м (I типоразмер) и 2,2—3 м (II типоразмер). Непосредственная кровля — не ниже средней устойчивости, но не сыпучая, основная — легкообрушаемая. Несущая способность — не менее 0,75 МПа.

Комплекс ОКП70, выпускаемый четырех типоразмеров, позволяет механизировать очистные работы на пластах мощностью от 1,6 до 4 м с углами падения до 35° при подвигании лав по простиранию и 10° при подвигании по падению. Непосредственная кровля — ниже средней устойчивости, но не сыпучая, основная кровля — любая, кроме труднообрушаемой. Несущая способность почвы пласта — не менее 1,2 МПа.

Входящие в состав комплексов ОКП и ОКП70 крепи Т13К и 2ОКП70 — агрегатированные, огражденно-поддерживающего типа. Они состоят из линейных и трех концевых (с удлиненными козырьками) секций, соединенных гидродомкратами с конвейером.

Основные отличия крепи ОКП70 от крепи Т13К: более широкая область применения по углу падения пластов и большая

несущая способность секций, для обеспечения прохода людей по лаве между конвейером и стойками крепи последние отодвинуты к выработанному пространству; боковые выдвижные борта ограждения каждой секции управляются двумя гидродомкратами; секции крепи соединены с конвейером двумя (а не одним) гидродомкратом передвижения, что позволяет осуществлять разворот секций в плоскости пласта, а также снабжены противоотжимными щитами; увеличена длина поддерживающего козырька и обеспечено его стабильное положение.

Выемка угля в лавах, оборудованных комплексами ОКП и ОКП70, может вестись как по челноковой, так и по односторонней схеме. В исходном положении конвейер придвинут к забою, стойки секций крепи располагаются от конвейера на расстоянии, равном шагу передвижения (0,5 или 0,63 м), исполнительный орган комбайна самозарубился в пласт угля или заведен в пишу. Вслед за проходом верхнего шнека комбайна разгружают и передвигают к конвейеру секции крепи (с активным подпором или без него) последовательно или через одну (при устойчивой кровле). Управление передвигаемой секцией в целях безопасности осуществляется с соседней распертой неподвижной секции. Передвижка конвейера производится с его изгибом («волной») на расстоянии 8—12 м от комбайна либо фронтально по окончании выемки комбайном полосы угля по всей длине лавы.

Аналогична схема работы комплексов типа МК, но в этом случае применяется только последовательная схема передвижки секций вслед за комбайном («заряженная» схема).

Комплексы типа УКП двух типоразмеров предназначены для комплексной механизации очистных работ на пологих и слабонаклонных пластах мощностью от 1,2 до 4,5 м. Область применения отдельных типоразмеров комплексов приведена ниже.

Комплекс	1УКП	2УКП
Мощность пласта, м	1,2—2,5	2,4—4,5
Максимальный угол падения пласта при подвигании лав, градус:		
по простиранию	35	18
по падению	15	12
Кровля:		
непосредственная	Любая	Любая
основная	Легко- и среднеобрушаемая	Любая
Минимальная несущая способность почвы пласта, МПа	0,9	2

Крепи 1УКП и 2УКП (рис. 20.15) — агрегатированные, огражденно-поддерживающего типа, с однорядным расположением стоек. Секция крепи состоит из основания 1 с гидродомкратом передвижки 2, опоры 3, перекрытия 4, двух гидростоек 5 с гид-

розамками и индикаторами давления, выдвижного козырька 6, противоотжимного щитка 7, устройства для защиты межсекционных зазоров и пульта управления.

Комплекс КМ130 четырех типоразмеров предназначен для механизации очистных работ на пластах мощностью от 2 до 4,15 м с углом падения до 35° при подвигании забоя по протиранию и до 10° при подвигании по падению. Непосредственная и основная кровли — любые. Минимальная несущая способность почвы пласта — не менее 2,5 МПа.

Крепь М130 — агрегатированная, поддерживающего типа, со сплошным перекрытием кровли. Она комплектуется линейными секциями двух типов (в зависимости от порядка их передвижки), концевыми секциями с удлиненными козырьками, устройством для удержания конвейера от сползания и гидрокоммуникациями.

Линейная секция крепи (рис. 20.16) состоит из перекрытия 1, козырька 2 с гидродомкратом для поджатия к кровле, съемного (в случае необходимости) противоотжимного щита 3, шарнирно соединенного с козырьком и управляемого двумя гидродомкратами 4, двух гидростоек 5 и 8 двухстороннего действия с опорными плитами на почву пласта, гидродомкрата 7 для передвижки стоек и конвейера, гидродомкрата 6 для передвижки секций и оградительного телескопического щита 10, связанного тягой 9 с задней гидростойкой. Гидростойки линейных секций попарно соединены между собой в комплекты посредством поперечных гидродомкратов, которые позволяют управлять положением гидростоек по падению пласта.

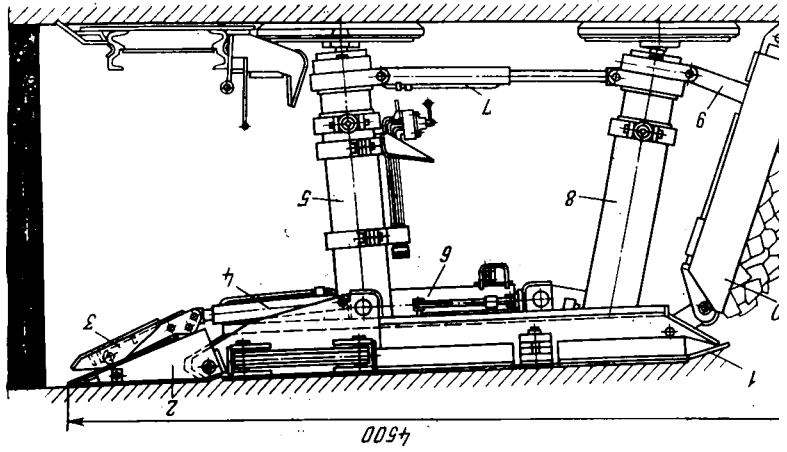
Секции крепи имеют между собой шпунтовую связь в верхних перекрытиях. Перемещение одной секции происходит по шпунтовым направляющим соседней секции.

Передвижка секций крепи может производиться как с подпором, так и без подпора кровли.

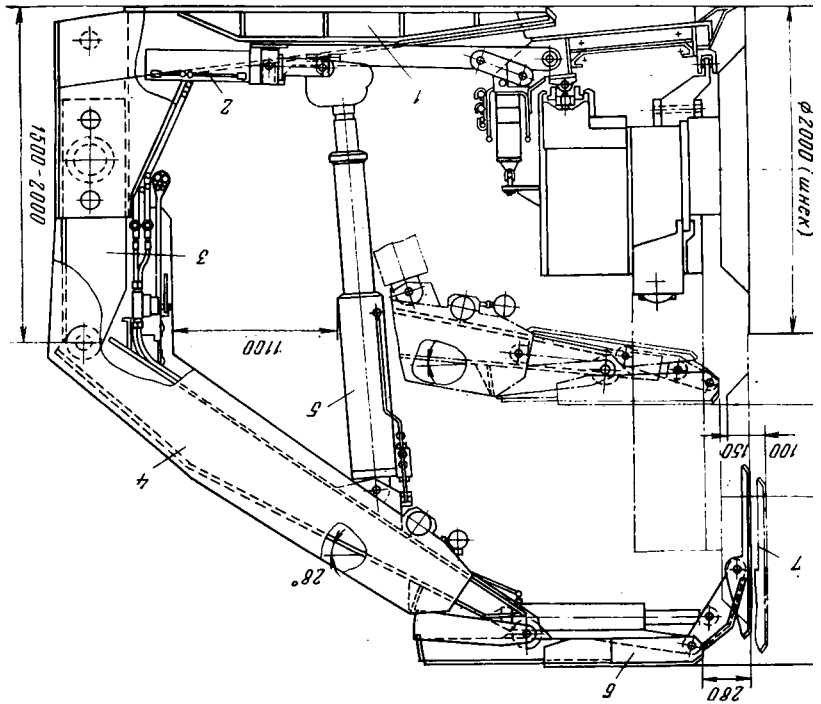
Перед началом работы в исходном положении комплекса КМ130 (рис. 20.17) забойный конвейер придвинут к забою, секции крепи расположены непосредственно у конвейера, а исполнительный орган комбайна заведен в массив угля. Вслед за выемкой угля комбайном передвигают к забою две соседние секции крепи I типа вместе с задними стойками, передние стойки при этом остаются на месте, но наклоняются к забою. Затем таким же образом передвигают секцию II типа, которая находится между секциями I типа. После передвижки секций крепи производится передвижка забойного конвейера и передних стоек передвинутых секций I и II типов. После выемки угля комбайном, передвижки крепи и конвейера по всей длине лавы цикл работ повторяется.

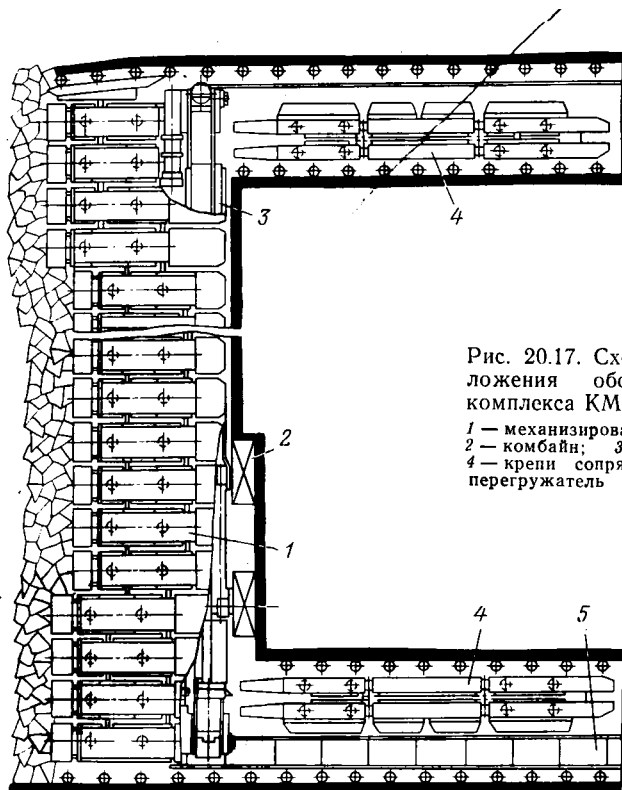
При разработке крутонаклонных и крутых пластов в Центральном районе Донбасса применяется комплекс КГУ, включа-

1.16. Линейная секция механизированной крепи М130



1.15. Секция механизированной крепи 2УКП





ющий агрегатированную крепь КГУ-Д с дистанционно-автоматизированным управлением, комбайн «Поиск-2» или «Темп-1А» с лебедкой подачи 1ЛГКН, насосную станцию СНУ-5, систему управления и энергетическую станцию. Он предназначен для выемки пластов с углами падения более 35° мощностью от 0,6 до 1,5 м. Боковые породы — не ниже средней устойчивости.

При выемке пластов комплексом КГУ (рис. 20.18) комбайн 1 подвешивается на тяговом 2 и предохранительном 3 канатах к двухбарабанной лебедке 1ЛГКН, установленной на верхнем штреке. Там же установлены две насосные станции 9, магнитная станция (при электрическом исполнении) и станция орошения. Гидростойки секций 4, гидроштанги 5 и 6, гидродомкраты передвижения 7 питаются от общей гидросистемы, включающей насосную станцию, напорную и сливную магистрали и гидрооборудование секции. Секции имеют ограждение 8.

При работе комбайна снизу вверх секции крепи передвигаются вслед за выемочной машиной. При разработке выбросоопасных пластов передвижка секций производится только после выемки всей полосы угля.

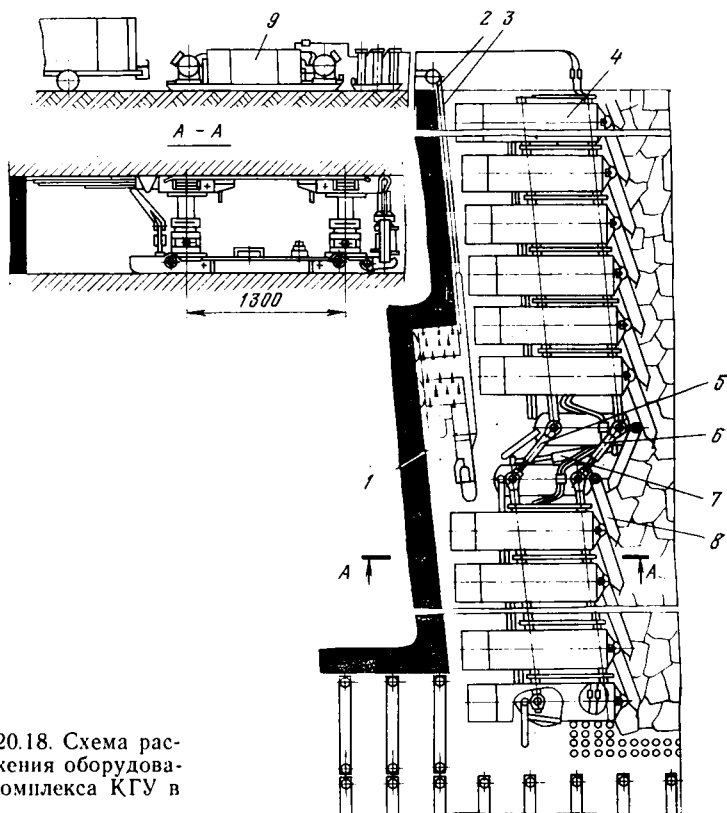


Рис. 20.18. Схема расположения оборудования комплекса КГУ в лаве

20.3. Концевые операции в длинных очистных забоях при выемке угля узкозахватными комбайнами

Под концевыми операциями в длинных лавах понимают выемку угля на концах лавы, крепление кровли на сопряжении лавы со штреками, передвижку приводов конвейера и перегружателя.

Выполнение концевых операций должно обеспечить выемку последнего участка I старой полосы и участка II на новой полосе для размещения исполнительного органа комбайна (рис. 20.19).

При центральном расположении исполнительного органа для необрабатываемых участков лавы у обоих концов примерно одинакова. При одностороннем расположении исполнительного органа необработанный участок располагается лишь у одного конца лавы. Разнесенные исполнительные органы позволяют полностью обработать лаву у одного конца и значительно сократить необрабатываемую часть у другого.

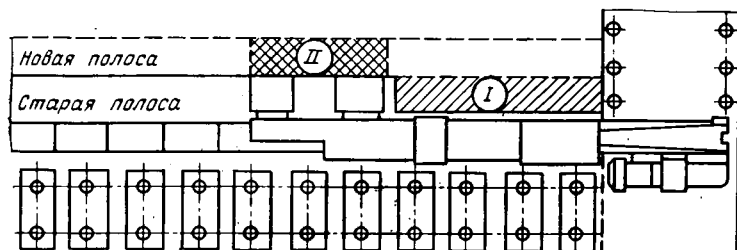


Рис. 20.19. Схема расположения участков лавы, препятствующих переводу комбайна на новую полосу

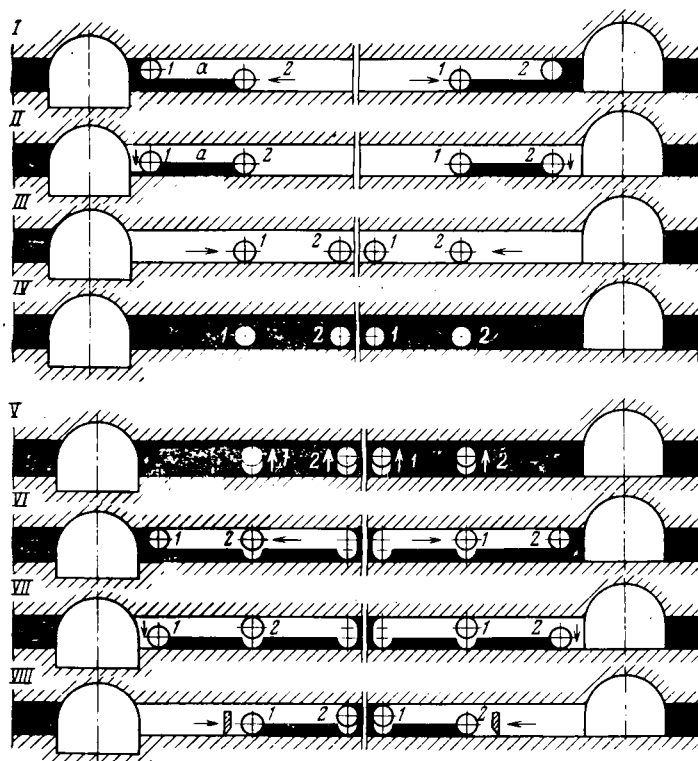


Рис. 20.20. Последовательность выполнения концевых операций при фронтальной самозарубке комбайна в угольный пласт

Двухстороннее расположение исполнительных органов комбайнов обеспечивает отработку забоя по всей длине лавы. Чтобы использовать эти возможности, необходимы достаточный вылет исполнительного органа и вынос приводных головок конвейера на штреки или же применение конвейеров с укороченным односторонним приводом.

Самозарубка комбайна в пласт может осуществляться фронтально и с помощью косых заездов.

При фронтальной самозарубке комбайн совместно с конвейером подается на забой, а затем выполняется продольная подача комбайна для отработки остающегося целика угля между исполнительными органами.

Последовательность выполнения отдельных операций (I—VIII) при фронтальной самозарубке располагающегося на раме конвейера комбайна с регулируемыми по высоте шнеками 1 и 2 показана на рис. 20.20.

При работе комбайнов с любыми исполнительными органами возможна самозарубка способом косых заездов (рис. 20.21). Она ведется в следующей последовательности:

I — в исходном положении конвейер придвинут к забою, за исключением концевой части, где находится комбайн;

II — комбайн подается вдоль линии изгиба конвейера при включенном переднем исполнительном органе и вынимает клиновидную полосу угля длиной 12—15 м;

III — передвигаются недодвинутая часть конвейера и концевая головка, а затем вынимается комбайном оставшийся целик угля;

IV — после перегона комбайна к уступу забоя производится выемка угля.

По такой схеме могут зарубаться также комбайны, работающие с почвы пласта (например, К103).

Если в лаве используются комбайны с односторонним и самозарубающимися исполнительными органами, то полная отработка забоя обеспечивается применением двух комбайнов, повернутых исполнительными органами в стороны соответствующих концов лав. Вспомогательный комбайн у вентиляционного штрека производит выемку участка длиной 20—25 м, на котором он размещается и куда входит основной комбайн, обрабатывающий остальную часть лавы.

В тех случаях, когда комбайн не может произвести самозарубку и выемку полосы угля у конца лавы, подготавливаются ниши буровзрывным способом, отбойными молотками или специальными нишерезными машинами.

Наиболее трудоемка подготовка ниши буровзрывным способом. При этом ухудшаются условия поддержания сопряжения, возникают перерывы в работе очистного забоя на время заряжания и взрывания шпуров.

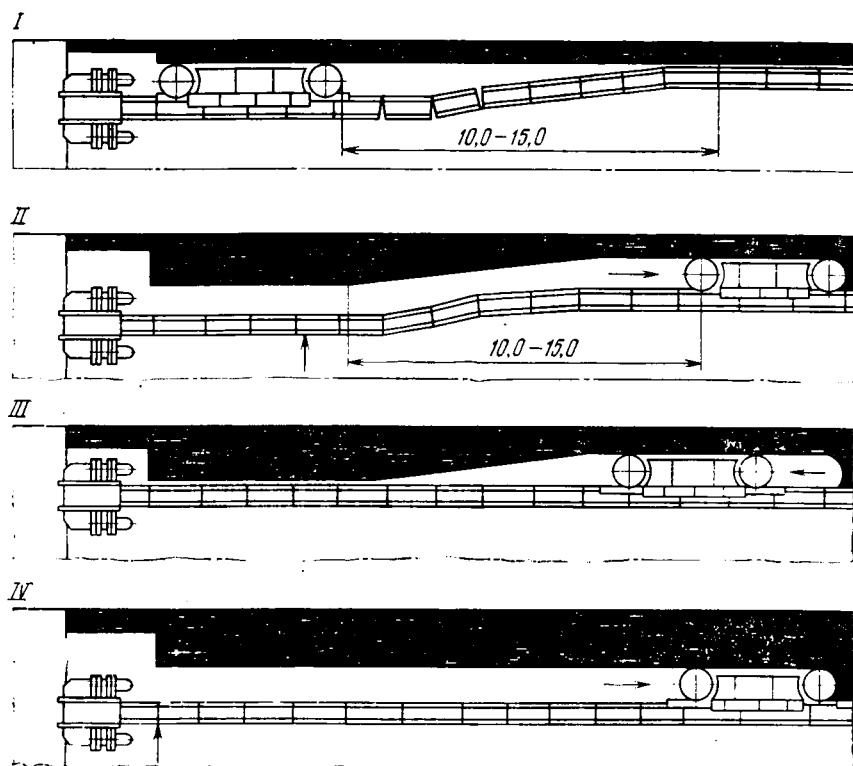


Рис. 20.21. Последовательность выполнения концевых операций при самозагрузке в пласт способом косых заездов

Применение отбойных молотков требует применения в лаве двух видов энергии: электрической и пневматической, за исключением случаев, когда пневмоэнергия является основной.

Нишерезные машины и комбайны еще не получили большого распространения. В СССР испытывалась нишерезная машина НМ1, предназначенная для устройства ниш в лавах на пластах с углами падения до 20° . По концам корпуса машины располагались фронтально зарубающиеся шнеки различной длины, регулируемые по мощности пласта. Отбиваемый уголь одним шнеком грузился на забойный конвейер, а от второго шнека он передавался к первому посредством кольцевого грузчика с консольными скребками. Крепление ниши осуществлялось удлиненными верхняками механизированной крепи.

Представляет интерес комбайн для нарезки ниш ESA-60L, выпускаемый фирмой «Эйкгофф» (рис. 20.22). Исполнительный орган комбайна — шнек с рукоятью, поворачивающейся за счет эксцентриковой посадки на 360° . Комбайн выпускается с рукоятями длиной 250, 500 и 750 мм и может применяться на пла-

а

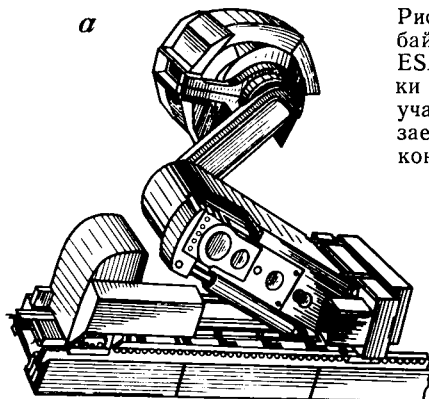
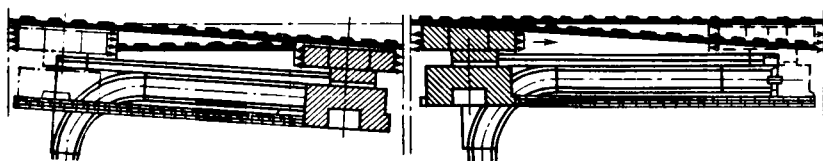


Рис. 20.22. Общий вид комбайна для нарезки ниш ESA-60L (а) и схема выемки угля им на концевом участке лавы методом косых заездов с рамы углового конвейера (б)

б



стах мощностью 1,4—3,2 м. Перемещение комбайна — с помощью бесцепной системы со скоростью 1—6 м/мин.

Безнишевая выемка возможна не только за счет применения узкозахватных комбайнов с самозарубающимися симметрично расположенными исполнительными органами, но и благодаря разработке и внедрению новых забойных скребковых конвейеров с укороченными приводными головками (СП87П, СП202). В этих конвейерах применен малогабаритный привод с односторонним блоком.

В СССР и за рубежом испытывались угловые скребковые конвейеры для работы с комбайнами и струговыми установками.

Упрощение концевых операций достигается также за счет применения конвейеров с боковой разгрузкой.

Для крепления сопряжений лав со штреками применяются индивидуальные крепи (металлические верхняки с гидравлическими стойками или стойками трения) и механизированные крепи.

Все известные конструкции механизированных крепей сопряжения лавы со штреками выполнены в виде двух- или трехрамных комплектов с параллельным расположением рам или двухрамных комплектов с последовательным расположением рам. Гидродомкраты передвигаются у почвы или кровли либо одновременно и у почвы, и у кровли. Более совершенные системы оборудуются дополнительными гидродомкратами.

Таблица 20.7

Показатели	КСШБК	М81СК	ОКС1
Форма сечения штрека	Трапециевидная, прямоугольная или арочная	Трапециевидная или прямоугольная	Трапециевидная или прямоугольная
Максимальная ширина штрека понизу, м	3,2	2,7	3,2
Высота штрека, м	2,2—3,1	1,8—2,4	1,65—3
Рабочее сопротивление стойки, кН	460	480	400
Число стоек в крепи	6	8	4
Масса, т	8	11,4—13,5	2,3—2,6

ми для поперечного направления рам по кровле и почве. Перекрытие крепи обычно приспособляется к сечению штреков. Краткая техническая характеристика выпускаемых в СССР механизированных крепей сопряжения лавы со штреками приведена в табл. 20.7.

Указанные крепи сопряжения позволяют выполнить следующие технологические операции: поддержание кровли в штреке в месте выхода приводной головки забойного конвейера в выработку; поддержание и передвижку привода забойного конвейера; передвижку крепи вдоль штрека по мере подвигания забоя; установку привода забойного конвейера по высоте и наклону в любую сторону.

Механизация концевых операций представляет собой комплексную проблему, решение которой позволит не только ликвидировать ручной труд при выемке угля в нишах и креплении сопряжений лав со штреками, но и автоматизировать управление угледобывающими комплексами не только в самой лаве, но и в ее концевых частях.

20.4. Технологические схемы отработки запасов с подвиганием очистных забоев по криволинейной траектории

С расширением применения в угольных шахтах механизированных комплексов все большую актуальность приобретает повышение эффективности их использования во времени. По мере перехода горных работ на более глубокие горизонты возрастает нарушенность угольных пластов, что обуславливает уменьшение длины подготавливаемых выемочных столбов и ведет к увеличению частоты монтажа и демонтажа механизированных комплексов оборудования. В результате механизированные

комплексы используются на добыче угля не более 20—25% продолжительности отработки выемочного столба.

Поэтому наряду с совершенствованием технологии монтажа-демонтажа комплексов в отечественной и зарубежной практике появилось новое направление, которое предусматривает разработку технологических схем, позволяющих осуществить непрерывную выемку путем отработки нескольких выемочных столбов без перемонтажей, с разворотом комплексов.

Все известные в настоящее время повороты лав подразделяют в зависимости от принятого классификационного признака:

- по величине угла поворота лавы. Различают полный поворот вокруг какого-либо центра с последующей выемкой угля в противоположном направлении (разворот лавы на 180°) и ограниченный поворот;

- по характеру перемещения центра разворота. Известны повороты вокруг неподвижной точки или с перемещением поворотного пункта по прямой и поворот с перемещением поворотного пункта по окружности или кривой;

- по числу поворотов до демонтажа оборудования в лаве. Различают одиночный и многократный повороты одного вида или повторяемые после поворота другого вида.

В СССР осуществлены повороты механизированных комплексов ОКП, УКП, КМ130 и других на шахтах Кузбасса и Донбасса. Примером одного из них может служить разворот на 180° комплекса КМ130 (IV типоразмер), осуществленный на шахте «Распадская» (Кузбасс) при отработке пласта 7—7а мощностью 3,9 м с углом падения 8° (рис. 20.23). В прямолинейных частях выемочных столбов длиной по 300 и 280 м запасы угля составляли соответственно 210 и 200 тыс. т, в зоне разворота на дуге длиной 438 м — 160 тыс. т.

Разворот комплекса осуществлялся в три этапа. Сначала комплекс постепенно развернули на 90° , далее на протяжении 10 м лава двигалась прямолинейно, а затем комплекс вновь повернули на 90° .

Определенный опыт разворотов накоплен на шахтах ФРГ («Вестфален», «Проспер Ханиэль» и др.). В 1986 г. в шахтах ФРГ было произведено более 20 поворотов лав, из которых в семи случаях был произведен одноразовый полный поворот на угол 180° , а в восьми — на угол, не превышающий 180° . Необходимость поворотов была обусловлена малой длиной выемочных столбов, ограниченных геологическими нарушениями и размывами пластов.

Успешно выполнены развороты на шахте «Проспер Ханиэль» (рис. 20.24, а), где в результате их осуществления комплекс эксплуатировался без демонтажа-монтажа в течение 8,5 лет, а суммарная протяженность выемочного столба составила 5,9 км.

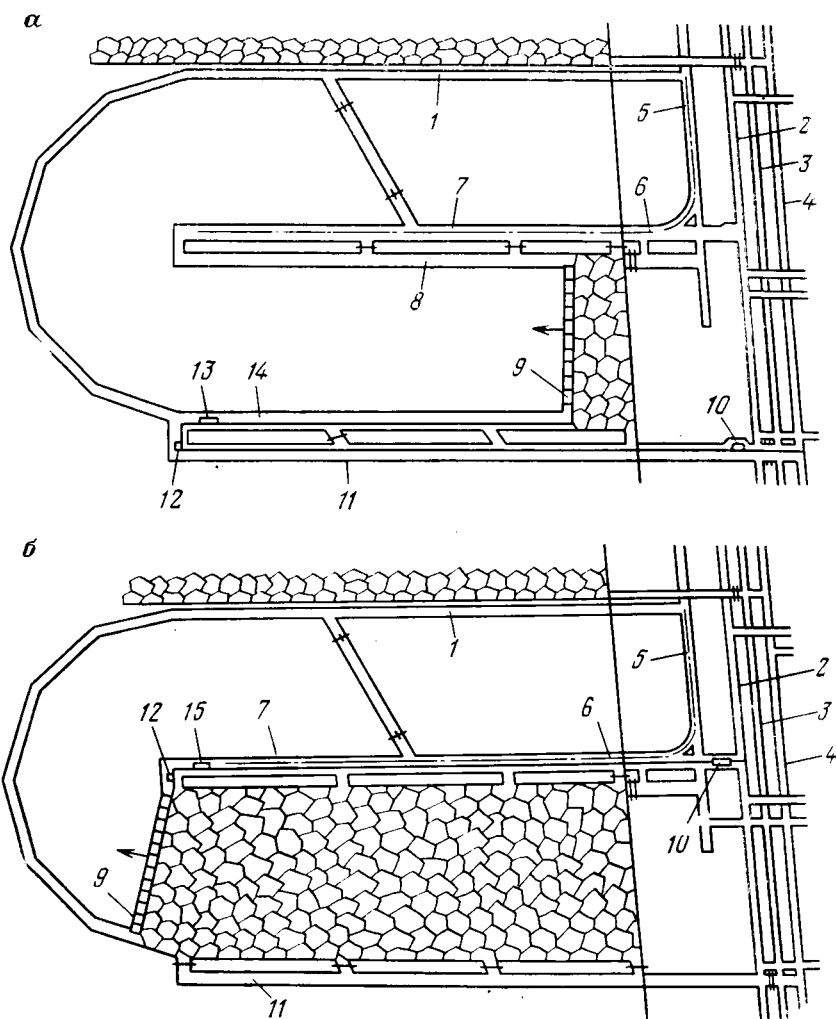


Рис. 20.23. Выкопировки из плана горных работ по пласту 7—7а до (а) и во время (б) разворота комплекса КМ130:

1, 8, 11 — вентиляционные штреки; 2, 3, 4, 5 — соответственно конвейерный, людской, западный и восточный путевые уклоны; 6 — рельсовый путь; 7, 14 — конвейерные штреки; 9 — лава, оборудованная комплексом 4КМ130; 10 — телескопический ленточный конвейер ЛТ80; 12 — скребковый конвейер 1СР70М; 13, 15 — соответственно перегружатели ЛТП и ПТК1

При отработке пласта «Президент» был выполнен полный поворот, в результате чего после отработки двух столбов общей длиной 2800 м забой вернулся в исходное положение (рис. 20.24, б).

На рис. 20.24, в приведен план горных работ по пласту Зонненшайн на шахте «Вестфален» с несколькими нарушениями,

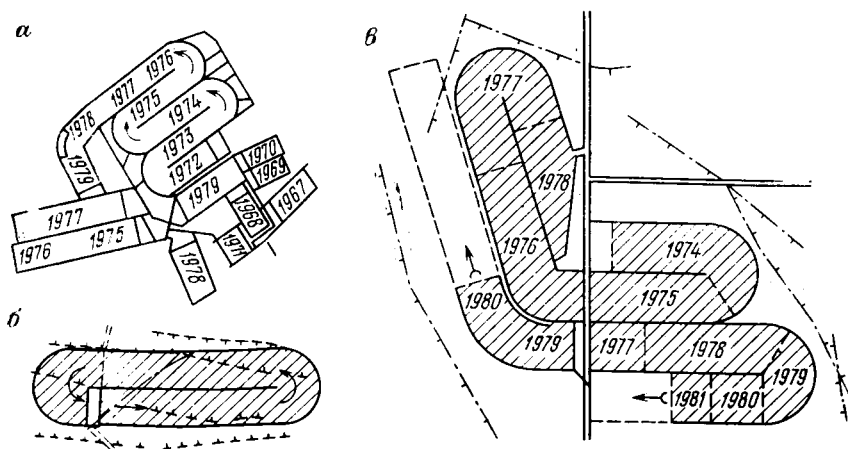


Рис. 20.24. Примеры поворотов лав на шахте «Проспер Ханизель» (а), при отработке пласта «Президент» (б), на шахте «Вестфален» (в)

ограничивающими очистные работы. Четыре выемочных столба общей длиной 3400 м были отработаны последовательно одной лавой посредством неоднократного ее разворота. Срок эксплуатации механизированного комплекса без демонтажа-монтажа составил около пяти лет.

Накопленный опыт разворотов механизированных лав показал эффективность применения данной технологии. Как правило, технологические схемы разворотов из-за многообразия конкретных горно-геологических и горнотехнических условий участка, а также существующей планировки горных работ практически не повторяются. Там, где разворот комплекса не является технической или экономической необходимостью, он заранее не планируется. Для повышения эффективности разворотов необходимы дополнительные технологические и технические мероприятия.

Поворот комплекса на угол менее 180° следует применять при отработке запасов на участках сложной конфигурации. Одноразовый разворот комплекса на 180° целесообразен в том случае, когда выемочное поле имеет размер по простиранию (падению), который заведомо допускает размещение только двух лав рациональной длины для данных горно-геологических условий.

Многоразовый разворот комплекса целесообразно применять для отработки запасов на участках ограниченной длины по направлению перемещения забоя лавы, но имеющих размеры по падению (простиранию), заведомо допускающие размещение не менее трех лав рациональной длины. Число разворотов связано с обеспечением такой суммарной длины выемочного столба, ко-

торая была бы достаточной для полной выработки технического ресурса комплекса.

При сложной конфигурации выемочного поля, связанной с наличием непреходимых геологических нарушений, ранее отрабатанных участков пласта и существующей планировкой горных работ, многоразовый разворот забоя лавы может сочетаться с поворотами комплекса.

Подготовительные выработки в пределах выемочного поля могут проводиться как до начала очистных работ, так и совместно с ними. Одновременное проведение очистных и подготовительных работ рекомендуется на пластах мощностью до 1,2—1,3 м. В условиях пластов большой мощности следует проводить подготовительные выработки заблаговременно.

Существуют следующие способы изменения траектории движения подвижной плоскости очистного забоя:

за счет изменения положения базовой балки конвейерного става при его передвижке «волной»;

путем согласованного движения всех секций под углом к фронту передвижки в пределах возможных отклонений домкратов с последующим диагональным движением комплекса;

посредством выемки полос угля переменной ширины на длину, обусловленную допустимым углом излома забойного конвейера как в направлении от центра разворота к обводной выработке, так и в обоих направлениях.

При использовании первого способа в процессе передвижки става конвейера «волной» из-за разницы в длинах става в изогнутом и выпрямленном положениях комплекс смещается под некоторым углом.

При втором способе комбайн работает с переменным захватом, изменяющимся от нуля у точки разворота конвейерного штрека до ширины захвата у вентиляционного штрека.

Использование этих способов приводит к снижению производительности комбайна на 50—60% по сравнению с его производительностью при работе на прямолинейном участке.

Наиболее целесообразно использование способа путем снятия полос переменной ширины, при котором осуществляется выемка полос трапециевидной формы на клиновидном участке. При выемке этого участка комбайн работает с переменным захватом («косые заезды») и с постоянным захватом (прямоугольные полосы на ширину захвата исполнительного органа). При выемке полос в двух направлениях сохраняются постоянными зазоры между секциями крепи в процессе их передвижки. Производительность комбайна снижается при третьем способе всего на 10—15%.

Операции по развороту комплекса в каждом цикле выполняются в следующей последовательности. После выемки последней полосы угля на прямолинейном участке перед началом раз-

ворота секции крепи передвигаются к забою по всей длине комплекса. Комбайн после зачистки лавы останавливают, не доводя его до обводной выработки на расстояние, равное длине первого участка (ступени). Забойный конвейер на указанную длину придвигают к забою диагонально, а на остальной длине оставляют неподвижным (он отстоит от забоя на ширину захвата исполнительного органа комбайна).

Комбайн, двигаясь по диагональному участку конвейера, производит выемку косым заездом. Секции крепи передвигают вслед за проходом комбайна. При обратном ходе комбайн зачищает почву лавы; его останавливают на расстоянии двух ступеней от обводной выработки. Забойный конвейер на участке первой ступени полностью придвигают к забою, а на участке второй ступени — диагонально (как при выемке первой полосы). Выемка последующих полос производится аналогичным образом.

При выемке косых полос их ширина меняется от нуля до полной ширины захвата комбайна за счет неподвижки забойного конвейера. В месте поворота секции крепи уголь вынимают не на полную мощность пласта во избежание повреждения козырьков секций крепи шнеками комбайна. После отхода комбайна от места поворота и выхода его из-под крепи выемка угля производится на полную мощность пласта.

После снятия последней полосы, порядковый номер которой соответствует числу ступеней в лаве, и зачистки лавы на всю ее длину заканчивается первый цикл. В результате комплекс развернется на угол $\delta = 2^\circ 30''$, а натяжная головка забойного конвейера переместится по обводной выработке на расстояние $L \operatorname{tg} \delta'$, где L — длина лавы. После завершения трех-пяти циклов в зависимости от состояния пород кровли вынимается одна полоса с постоянной шириной захвата по всей длине лавы.

Особое внимание следует уделять усилению крепи сопряжения лавы с высочной выработкой, а также переходу на схемы разворота с подвижным центром.

20.5. Струговая выемка угля

Использование струговых установок имеет ряд особенностей по сравнению с применением узкозахватных комбайнов:

- схема работы струга — только челноковая;

- уголь отделяется от массива стружками толщиной до 0,1—0,15 м по всей длине очистного забоя;

- кровля крепится только после выемки нескольких стружек суммарной толщиной, равной шагу передвижки крепи;

- конвейерный став постоянно прижимается к забою с определенным усилием, отжимаясь от него на 0,15—0,2 м лишь в момент прохода струга;

струг обрабатывает обычно лишь нижнюю часть забоя по мощности пласта, верхняя же часть пласта обрушается под действием собственного веса. Это благоприятно сказывается на сортности добываемого угля, но приводит к зависанию верхней пачки и образованию нетранспортабельных кусков угля;

струг неудовлетворительно управляется по гипсометрии почвы пласта;

опорные почвенные плиты стругов при движении выталкиваются из-под конвейера в выработанное пространство значительное количество штыба.

Струговые установки применяют с механизированной и индивидуальной крепью. Компоновка струговой установки с механизированной крепью может осуществляться в виде комплекса или агрегата. Компоновка крепи и струговой установки в виде комплекса требует передвижения крепи после подвигания забоя на шаг ее передвижки. При агрегатной компоновке оборудования обеспечивается совмещение процессов выемки угля и передвижения крепи по всей длине лавы.

Краткая техническая характеристика выпускаемых в СССР серийных струговых установок приведена в табл. 20.8.

Исполнительными органами скрепероструготаранной установки УС2У являются скрепероструги, скрепероструги со скреперотаранами, струги или тараны. Тип исполнительного органа выбирается в зависимости от условий работы. Установка работает в бессточном призабойном пространстве шириной не менее 1 м. Исполнительный орган прижимается к забою в результате перемещения приводной станции и обводного устройства в сторону забоя через каждые 0,3 м.

В зарубежных странах основными изготовителями и поставщиками струговых установок являются фирмы ФРГ — «Вестфалия — Люнен», «Хальбах унд Браун» и «Клекнер-Бекорит». Выпускаемые этими фирмами струговые установки применяются в США, Франции, ЧССР, ВНР, ПНР.

В своем развитии конструкции струговых установок, выпускаемых фирмой «Вестфалия-Люнен», претерпели значительные изменения (рис. 20.25). В настоящее время фирма выпускает два вида стругов: скользящего типа «Гляйтхобель» и отрывного действия с опорной подконвейерной плитой «Райсхакенхобель».

Наиболее эффективна установка «Гляйтхобель», работающая без подконвейерной плиты. Направленность и устойчивость струга обеспечиваются наклонными направляющими, прикрепленными к забойной стороне конвейера.

Струги скользящего типа, у которых за пределы прижатой к забою наклонной направляющей выступают лишь резцы, обеспечивают постоянную толщину стружки и не отжимают забойный конвейер. Отсутствие подконвейерной плиты позволяет предупредить заштыбровку мелким углем как холостой ветви

Т а б л и ц а 20.8

Показатели	Устан		
	УСТ2АМ	СО75	
Вынимаемая мощность пласта, м	0,55—1	0,6—1,2	
Максимальный угол падения пласта при подвигании лавы, градус:			
по простиранию	25	20	
по восстанию	8	8	
по падению	5	5	
Струг:			
производительность, т/мин		3,8—6,4	
скорость движения, м/с	1,45—1,5	0,78, 1,53	
толщина стружки, м	0,04—0,1	0,05—0,07	
число электродвигателей	1—4	2	
мощность электродвигателя, кВт	55	110	
Максимальная сопротивляемость угля резанию в неотжатой зоне, кН/см	2	2,5	
Тип крепи	Механизированная (МК97Д, МК98) или индивидуальная металлическая	Механизированная (1МК97Д, М87УМС) или индивидуальная металлическая	Менее М8 дие тал

* В числителе — при струге и скрепероструге, в знаменателе — при таране.

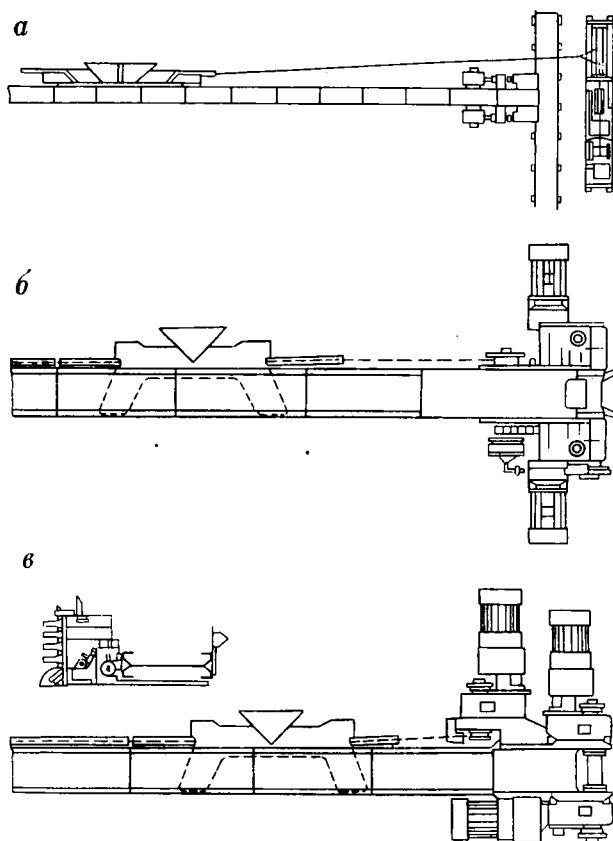
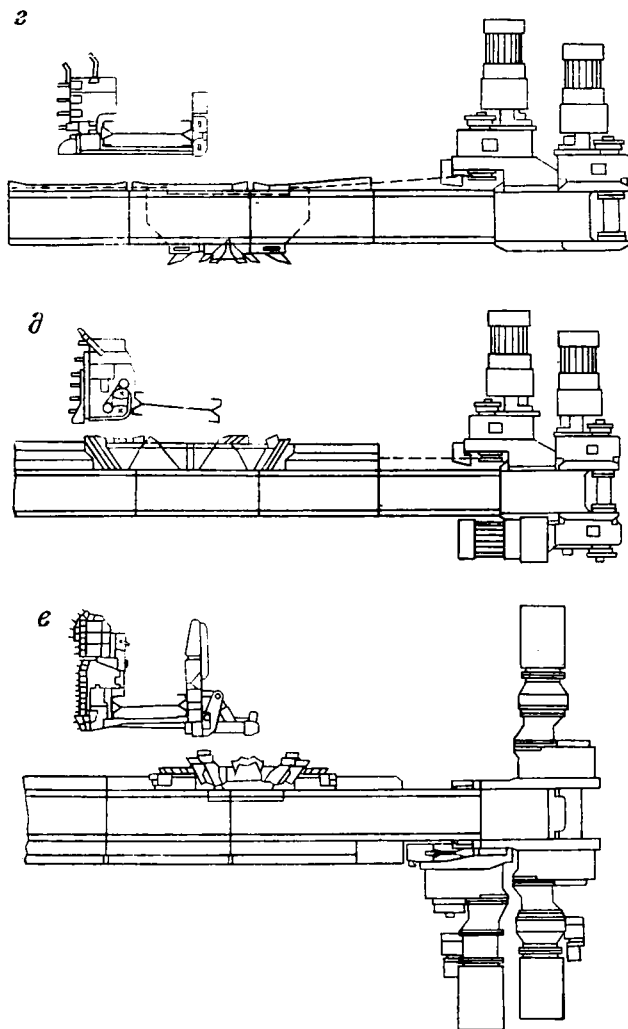


Рис. 20.25. Схемы, иллюстрирующие развитие конструкции струговых установок фирмы «Вестфалия-Люнен»:

а — струг «Айнхайтсхобель» (раздельные приводы для струга и конвейера; тяговый орган — канат, расположенный со стороны забоя; струг движется по почве; канатные лебедки установлены на штреках); *б* — струг «Леббе» (общий привод для струга и конвейера; цепной тяговый орган расположен с забойной стороны конвейера; струг движется по почве); *в* — струг «Амбаухобель» (раздельные приводы для струга и конвейера; тяговый орган расположен со стороны забоя; струг движется по почве); *г* —

скребковой цепи, так и почвы пласта за конвейером в месте передвижки крепи. Однако скользящие струги без подконвейерной плиты требуют очень тщательного управления в плоскости пласта, а следовательно, весьма квалифицированного обслуживания.

Общее управление в плоскости пласта достигается путем изменения положения почвенных резцов при помощи гидродомкратов с рычагами (рис. 20.26) или системы управления с консольной балкой. Гидродомкраты монтируются на завальной стороне конвейера. При выдвижении их поршней став конвейера с



струг «Райсхагенхобель» (раздельные приводы для струга и конвейера; тяговый орган расположен с завальной стороны конвейера; струг движется по почве); б — струг «Гляйтхобель» (раздельные приводы для струга и конвейера; струг без опорной плиты движется по наклонной направляющей; тяговый орган расположен со стороны забоя); в — струг «Гляйтшвертхобель» (раздельные приводы для струга и конвейера; тяговый орган расположен с завальной стороны конвейера)

завальной стороны поднимается, а струг опускается. При втягивании гидродомкрата став конвейера с забойной стороны поднимается вместе со стругом.

При автоматическом управлении положением струга сигнал об отклонении его от заданного уровня передается в мини-ЭВМ, которая в соответствии с полученными данными воздействует

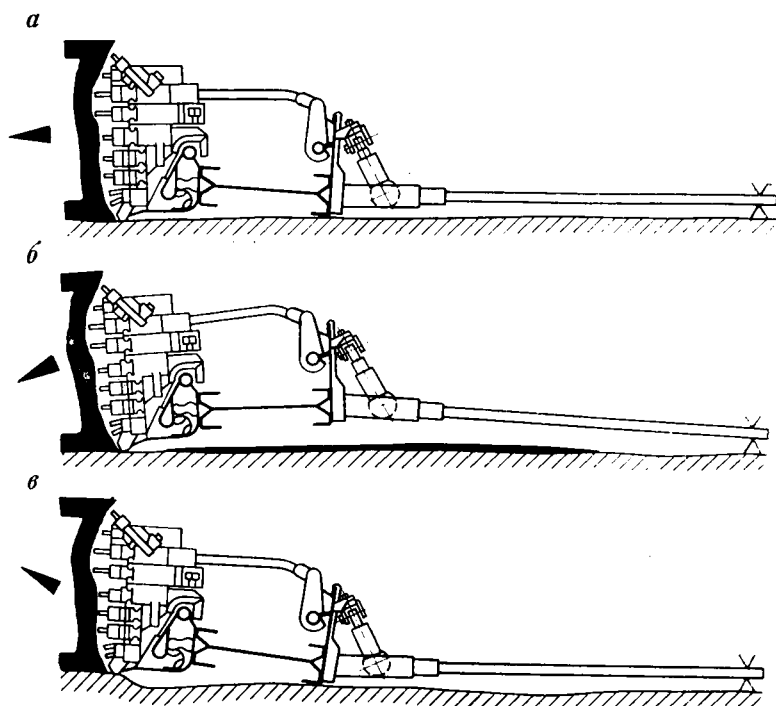


Рис. 20.26. Схемы управления стругом «Гляйтхобель» в плоскости пласта при помощи гидродомкратов с рычагами:

а — нормальное положение при средней позиции поршня гидродомкрата; *б* — опускание струга при выдвинутом поршне; *в* — подъем струга при вдвинутом поршне

на цилиндр управления с помощью электромагнитных клапанов.

Особым вариантом струга «Гляйтхобель» является асимметричный струг, применение которого способствует увеличению производительности установки и выходу крупнокускового угля. При движении вверх по лаве струг вынимает только верхнюю часть пласта, а при движении вниз — нижнюю. Скорость струга до 1,7 м/с.

В конструкции струга «Гляйтшвертхобель» объединены достоинства скользящих стругов (постоянство толщины стружки, активное управление по мощности пласта и небольшие потери энергии на трение) с достоинствами стругов отрывного действия (удобный ремонт тяговой цепи, расположенной с завальной стороны конвейера, широкая опорная база в виде подконвейерной плиты). Однако подконвейерная плита этого струга не имеет контакта с почвой и скользит по находящейся под решетками металлической конструкции.

Фирма «Хальбах унд Браун» изготавливает струги «Компактхобель» без подконвейерной плиты, к отличительным особенностям которых относятся перемещение струга по многозвенной шарнирной направляющей, поперечный наклон установки, обеспечивающий лучшую приспособляемость ее к гипсометрии почвы пласта; компактность собственно струга. Скорость движения струга 1,8 м/с.

Конструкция струга «Компактхобель» (рис. 20.27) может предусматривать сьем двух или даже трех стружек за один проход. Сдвоенный струг состоит из двух стругов, связанных между собой специальным соединением с зазором. Наличие зазора обеспечивает таранный эффект, который позволяет вести отбойку угля с меньшими энергозатратами и эффективнее преодолевать участки геологических нарушений.

Динамический струг «Шлагкопфхобель» фирмы «Клекнер-Бекорит» снабжен тремя сверхтяжелыми отбойными молотками. Каждый из трех ударных молотков струга обладает энергией удара до 3000 Дж. Скорость подачи до 0,1 м/с. Увеличение ширины захвата и снижение скорости приводят к осложнениям с навалкой горной массы на конвейер и требуют применения специального погрузочного устройства.

Фирма MAN-GHH (ФРГ) сконструировала машину для выемки угля, представляющую собой струг, на котором дополнительно установлены насадки для воздействия на отбиваемый уголь высоконапорными импульсными струями воды с давлением до 70 МПа. Скорость струн на выходе из насадки 400 м/с. Толщина стружки 0,4 м, скорость подачи струга до 24 м/мин.

Наряду с ФРГ струговые установки выпускаются в ЧССР и ПНР. Установка PL 81 (ЧССР), предназначенная для выемки пластов мощностью 0,65—2 м (три типоразмера), имеет скорости резания 0,52; 0,95 и 1,24 м/с.

Струговые установки типа SWS производства ПНР работают на пластах мощностью 1—2 м с углом падения до 20°. В них применен скользящий струг, который движется по направляющим, помещенным на забойной стороне конвейера. Общая мощность привода 264 кВт. Скорость движения струга 1,72 м/с при толщине стружки 0,08 м. При наличии устройства против сползания струговые установки могут использоваться на пластах с углами падения до 35°.

При работе с индивидуальной крепью струговые лавы крепятся в основном гидравлическими стойками постоянного сопротивления. Наибольшее распространение имеет паспорт крепления и управления кровлей с прямолинейным расположением стоек и верхняков. Такой паспорт может применяться на пластах с относительно устойчивой кровлей, допускающей во время выемки угля ширину незакрепленного призабойного пространства до 1,1—1,3 м. На пластах с менее устойчивой кровлей,

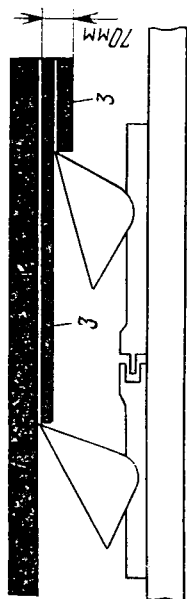
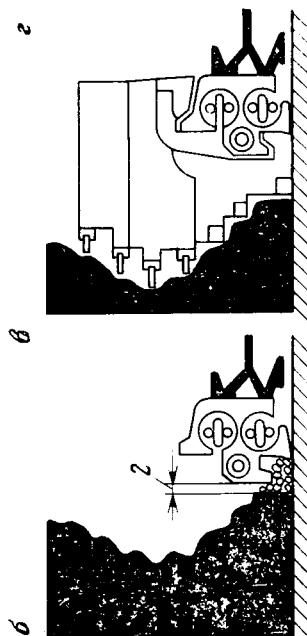
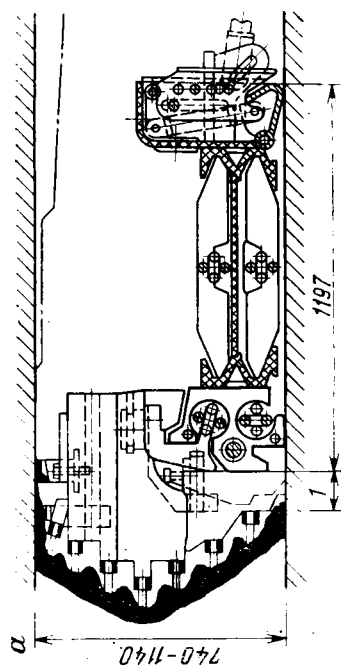


Рис. 20.27. Струг «Компактхобель» без подконвейерной плиты:

а — поперечный разрез струга; *б* — положение после прохода струга; *в* — положение во время прохода струга; *г* — схема последовательного снятия двух стружек резцовыми головками; *1* — изменение толщины стружки; *2* — толщина оставшегося на поверхности отбитого угля; *3* — стружки толщиной по 35 мм

допускающей обнажение шириной до 0,6—0,8 м, применяют прямолинейное (или шахматное) расположение стоек и шахматное расположение верхняков.

Передвижение конвейера осуществляют после зачистки почвы пласта от угля с помощью расположенных через каждые 5—6 м по длине лавы гидродомкратов.

Важное условие нормальной работы струговой установки — опережение приводными головками конвейерного става не менее чем на 0,2 м. При несоблюдении этого условия струг будет прижиматься к конвейеру, что приведет к его преждевременному износу и может явиться причиной аварии. Приводные головки струговой установки передвигают после каждого прохода струга. Для размещения приводных головок устраивают опережающие ниши длиной 5—6 м и глубиной до 3 м (с помощью буровзрывных работ или отбойными молотками). Ликвидировать выемку угля из ниш вручную можно путем выноса приводных головок на штреки и применения угловых конвейеров.

Главное направление развития струговой выемки — применение струговых установок в комплексе с механизированными крепями.

При струговой выемке в благоприятных горно-геологических условиях используют рамные комплектные крепи, в более сложных условиях — кустовые и щитовые крепи.

Рамные комплектные крепи работают по «заряженной» или «незаряженной» схеме. При работе комплектной крепи по неза-

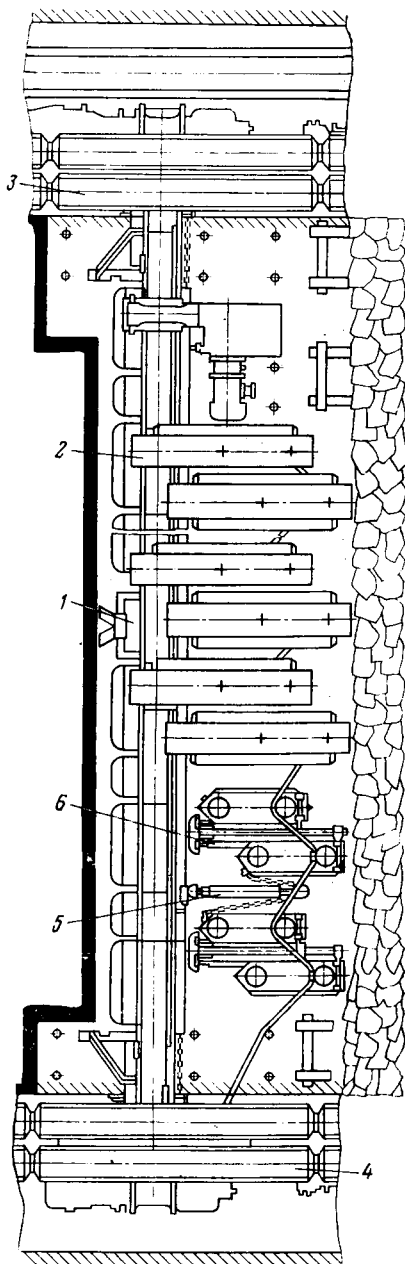


Рис. 20.28. Схема стругового комплекса КМ87УМС в лаве

ряженной схеме передвижку секций можно начинать после подвигания лавы на ширину одного шага передвижки. То же относится к кутовой и щитовой крепям при их работе по «незаряженной» схеме.

При работе комплектной крепи по «заряженной» схеме все секции устанавливают в конце добычной смены в линию, чтобы поверхность обнаженной кровли была минимальной. Поэтому в начале следующей добычной смены секции крепи можно передвинуть только на половину шага передвижки.

В лаве, оборудованной комплектной механизированной крепью 1МК97Д или МК98, в начале цикла струг находится в нише, гидродомкраты передвижения струговой установки прижимают став конвейера к забою. Комплекты крепи установлены в ряд таким образом, чтобы расстояние от забоя до конца управляемой консоли составляло 0,4 м. Когда забой лавы отодвинется на 0,4 м, секции с рессорными консолями передвигают на 0,8 м. Секции с управляемыми консолями передвигают на 0,8 м после снятия следующей полосы. Передвижка конвейера струговой установки осуществляется гидродомкратами, опирающимися в призабойные стойки крепи.

Принятая схема расстановки и передвижения комплектов крепи обеспечивает свободный проход для рабочих в течение всего выемочного цикла.

В СССР из струговых комплексов наибольшее распространение получил комплекс КМ87УМС, предназначенный для комплексной механизации очистных работ при разработке пластов мощностью 1,05—1,38 м (I типоразмер) и 1,25—1,95 м (II типоразмер) с углом падения при подвигании лав по простиранию 15—20°, восстанию 8°, падению 5°. Непосредственная кровля — не ниже средней устойчивости, основная — любая, кроме труднообрушаемой. Несущая способность почвы — не менее 2,9 МПа.

Комплекс КМ87УМС (рис. 20.28) включает струг 1 одной из установок УСВ2, СО75, СН75 или 1УСВ67, механизированную крепь М87УМС (2), крепи сопряжений 3 и 4, электрическое и гидравлическое оборудование, смонтированное на энергопоезде в штреке. Передвижение секций осуществляется гидродомкратами 6, передвижение конвейера и прижатие струга к забою — гидродомкратами 5, расположенными между комплектами механизированной крепи. Каждый гидродомкрат 5 одним концом упирается в отрезок цепи, закрепленной между соседними секциями, а другим — в раму конвейера.

Входящая в состав этого комплекса крепь М87УМС имеет следующую характеристику.

Сопротивление крепи на 1 м ² поддерживаемой кровли при схеме расположения секций, кН:	
шахматной	410
линейной	450

Рабочее сопротивление, кН:	
стойки	780
секции	1560
комплекта	3120
Шаг передвижки секции, м	1,3 (0,65)
Шаг установки комплекта, м	2
Коэффициент затяжки кровли	0,66; 0,72
Масса крепи на 1 м длины лавы, т	1,8—1,9

Крепь комплектная, поддерживающего типа, с двумя двух-стоечными секциями в комплекте, связанными в основании двумя гидродомкратами передвижения. Последние обеспечивают попеременное передвижение секций на величину, вдвое превышающую ход домкрата передвижения секции. Секции крепи расположены и передвигаются в шахматном порядке таким образом, чтобы между балкой механизма передвижения комплекса и конвейером оставался зазор 0,2—0,25 м, а расстояние от забоя до конца перекрытий опережающих секций составляло 0,2 м. При разработке наклонных и крутонаклонных пластов в ФРГ получили распространение струговые и струготаранные установки в комплексе со щитовой крепью «Тройка» фирмы «Хемшайдт» (рис. 20.29).

Комплект крепи состоит из трех секций с общей поперечной балкой, не связанной с конвейером. Сначала передвигают среднюю секцию, а затем — крайние. С помощью домкрата центральная секция может перемещаться вниз или вверх. Конвейер при струговой выемке наклонных пластов передвигают домкратами двойного действия, смонтированными на каждой центральной секции. На балках каждой второй группы секций смонтированы домкраты для предотвращения сползания, соединенные с конвейером цепями. Весь комплект крепи и конвейер могут быть передвинуты вверх или вниз на 0,076 м после каждого прохода выемочной машины.

В последние годы интенсивно ведутся работы по созданию и внедрению струговых установок для безнишевой выемки. Для этого испытываются схемы, предусматривающие одновременное использование стругов и комбайнов со шнековыми исполнительными органами, создаются специальные струги для выемки угля из ниш и др.

20.6. Технологические схемы очистных работ с применением струговых агрегатов

При применении механизированных комплексов с фланговой схемой работы выемочной машины не используются полностью все их технические возможности, так как скорость крепления ограничивает скорость подачи комбайна или струга, а разрушение забоя производится в одной точке.

В связи с этим более совершенны агрегаты с фронтальной схемой работы выемочной машины. Такие агрегаты характери-

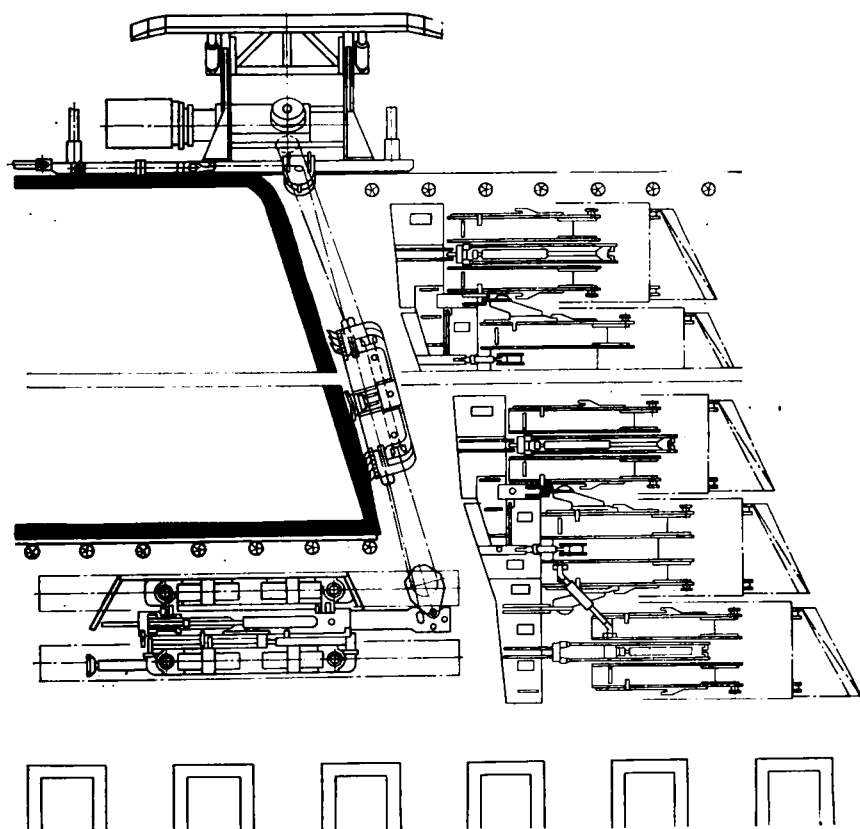


Рис. 20.29. Схема размещения оборудования в струготаранной лаве со щитовой крепью «Тройка» на крутонаклонных пластах

зует отделение угля от массива на небольшую глубину (0,2—0,3 м), фронтальное передвижение на забой элементов агрегата, несущих на себе направляющие выемочной машины, фронтальное или фронтально-групповое передвижение частей механизированной крепи агрегата.

К достоинствам фронтальных агрегатов относятся непрерывный поточный характер работы, отсутствие людей в лаве во время работы агрегата, упрощение автоматического и дистанционного управления всеми процессами вследствие наличия конструктивной и кинематической связи между узлами агрегата.

Недостатки существующих конструкций агрегатов: сложность регулирования выемочной машины и крепи по мощности пласта, сложность изменения длины агрегата при переменной длине очистного забоя, повышенное трение в направляющих выемочной машины при изменяющейся гипсометрии почвы пласта.

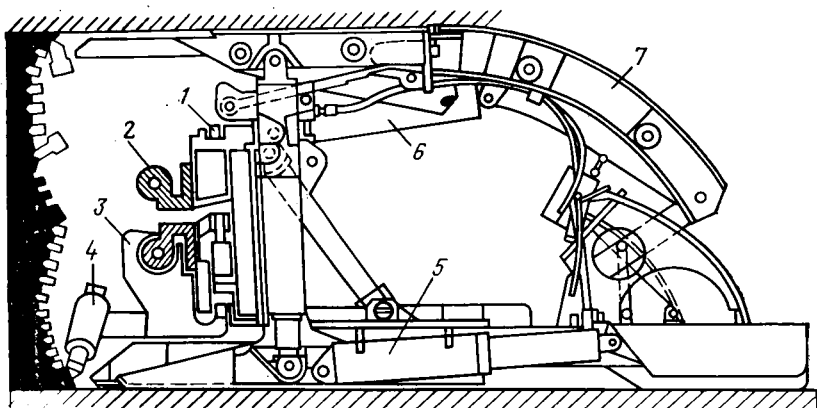


Рис. 20.30. Схема фронтального агрегата АКЗ

В СССР для разработки наклонных и крутых пластов созданы агрегаты АЗ, 1АЩМ и 1АНЩ. Выемку угля этими агрегатами можно осуществлять дистанционно в автоматизированном режиме при отсутствии в очистном забое людей.

Агрегат АК-3 (рис. 20.30) предназначен для полной механизации и автоматизации добычи угля на пластах мощностью 1,6—2,5 м с углом падения 35—80°.

Основные части агрегата: струговый отбойно-доставочный исполнительный орган; механизированная крепь; штрековые крепи сопряжения; перегружатель; кабелеукладчик; система орошения; электро- и гидрооборудование, пульт управления.

Струговый отбойно-доставочный исполнительный орган представляет собой кольцевую цепь 1, протянутую вдоль лавы. К цепи прикреплены рассредоточенные каретки 3 с мощными резцами 4. Каретки перемещаются по трубчатым направляющим 2.

Механизированная крепь 7 оградительно-поддерживающего типа состоит из одностоечных линейных секций, связанных друг с другом основаниями и передними стенками, а также двух гидродомкратов передвижки — нижнего 5 и верхнего 6.

Выемка угля кольцевым исполнительным органом производится одновременно с подачей става на забой и дистанционной выдвигкой крепи. Однорезцовые каретки снимают стружку угля одновременно в 12 точках поверхности забоя. Крепь передвигается фронтально, сразу группами секций. Регулирование крепи по мощности пласта осуществляется путем подъема или опускания гидродомкратами передней телескопической стенки секций вместе с верхней трубчатой направляющей исполнительного органа.

По своему техническому уровню агрегат не имеет аналогов в мировой практике.

Агрегат 1АЩМ предназначен для комплексной механизации очистных работ при разработке крутых ($50-90^\circ$) пластов мощностью от 1,2 до 2,2 м с кровлей не ниже средней устойчивости. Сопротивляемость угля резанию не более 2 кН/см. Агрегат может применяться на выбросоопасных пластах. В целях непрерывной работы участка в эксплуатации находятся одновременно два щитовых агрегата (см. рис. 18.9). Агрегат 1, закончивший выемку полосы, перемонтируется в монтажную камеру 3, а агрегат 2 ведет очистную выемку.

Агрегат 1АЩМ (рис. 20.31, а) состоит из щитовой крепи 1, конвейероструга 2, насосной станции с гидрооборудованием, электро- или пневмооборудования и системы орошения, расположенных на вентиляционном штреке.

Щитовая крепь агрегата состоит из отдельных секций 3, шарнирно связанных между собой у почвы пласта. Каждая секция включает основание 7, две гидростойки 8 и 10 двойной раздвижности и верхняка 12. Со стороны выработанного пространства имеется телескопическое ограждение 11, нижняя часть которого связана с основанием секции, а верхняя — с верхняком. Секции связаны по верхнякам отрезком цепи. На неподвижную часть ограждения укладывают и закрепляют металлическую сетку или изношенную конвейерную ленту, а поверх нее — накатник из двух рядов бревен. На накатник насыпают породную подушку высотой, равной примерно двукратной мощности пласта, которая смягчает удары обрушающихся за щитом пород.

Конвейероструг вынимает уголь на полную мощность пласта по всей длине забоя и доставляет его к углеспускной печи. Производительность конвейероструга до 2 т/мин. Исполнительный орган — каретки 4 с резцами. Каретки перемещаются на роликах по направляющей балке 5 посредством круглозвенной бесконечной цепи. Подача конвейероструга на массив угля осуществляется с помощью гидродомкратов 6 и гидродомкратов качания 9, установленных на секциях через каждые 6 м.

В начальном положении (рис. 20.31, б) крепь придвинута вплотную к забою и опирается на него своим основанием. Гидростойки секций расперты между кровлей и почвой пласта. Конвейероструг находится в верхнем положении. Расстояние от конца верхняка до забоя $L_1=0,82$ м. Обработка забоя конвейеростругом производится по всему его фронту, для чего конвейероструг равномерно перемещается всеми гидродомкратами подачи на забой со скоростью до 0,2 м/мин. При этом образуется вруб глубиной 0,7 м и шириной 0,8 м.

При помощи гидродомкратов качания конвейероструг перемещают вверх для отбойки верхней пачки угля (рис. 20.31, в), а затем вниз для отбойки нижней пачки (рис. 20.31, г). Ширина обнаженной полосы кровли $L_2=1,54$ м.

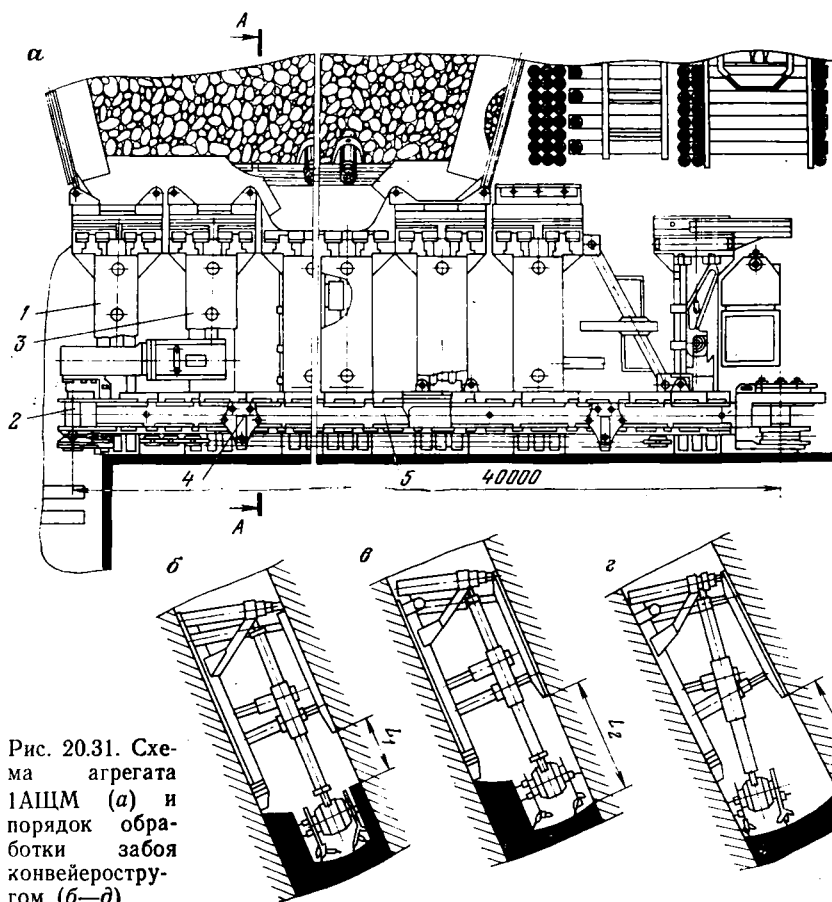


Рис. 20.31. Схе-
ма агрегата
1АШМ (*а*) и
порядок обра-
ботки забоя
конвейеростру-
гом (*б—в*)

После этого конвейероструг поднимают в исходное положение (рис. 20.31, *д*) и постепенно снимают распор со всех секций крепи. Под действием собственного веса и веса обрушенных пород агрегат опускается, вновь упираясь концами оснований секций крепи в массив угля. Затем производится распор секций крепи, который завершает цикл работ по выемке полосы угля.

В перспективе вместо щитового агрегата 1АЩМ предполагается выпускать для той же мощности пластов щитовой агрегат 2АНЩ, в котором применена механизированная крепь с принудительной передвижкой от агрегата 1АНЩ.

Агрегат 1АНЩ предназначен для комплексной механизации очистных работ при разработке пластов угля мощностью 0,7—1,3 м с углом падения 35—90° и кровлей не ниже средней устойчивости. Общее устройство и схема выемки агрегатов 1АНЩ аналогичны агрегату 1АЩМ.

Основная его особенность — применение новой кинематической схемы механизированной крепи с принудительной передвижкой.

Механизированная крепь — оградительно-поддерживающего типа, агрегатированная, конструктивно и технологически связанная с конвейеростругом. Она состоит из двух поочередно передвигаемых групп двухстоечных секций (основных и вспомогательных), чередующихся через одну. Каждая группа секций кинематически обособлена, передвигается самостоятельно и поочередно. Основные секции соединены между собой в единую группу двумя рядами связей по переднему и заднему рядам гидростоек. Вспомогательные секции не имеют кинематической связи и соединены посредством гидродомкратов с балкой конвейероструга для подтягивания к ней.

Перед началом цикла в исходном положении агрегата основные секции крепи придвинуты к забою, расперты между кровлей и почвой пласта, а конвейероструг находится в контакте с угольным массивом. Затем производится зарубка конвейероструга на шаг выемки. При этом раздвигаются гидродомкраты вспомогательных секций. Далее, как и в агрегате 1АЩМ, вынимаются верхняя и нижняя пачки угля, после чего конвейероструг возвращается в исходное положение. При этом гидродомкраты основных и вспомогательных секций раздвинуты на величину шага выемки, а гидродомкраты качания находятся в сдвинутом положении.

Передвижение крепи осуществляется принудительно с помощью гидродомкратов. Вначале разгружаются и гидродомкратами подтягиваются к балке конвейероструга вспомогательные секции крепи (посекционно или сразу по всей длине агрегата), после чего они распираются между кровлей и почвой. Затем разгружаются, передвигаются и распираются основные секции крепи.

Управление агрегатом — дистанционное, с выносного пульта, без присутствия людей в забое.

Одновременно с выемкой угля ведутся работы по возведению в выработанном пространстве вентиляционной печи и погашению углеспускной печи.

Основные достоинства указанных щитовых агрегатов: горизонтальное расположение забоя независимо от угла падения пласта: наличие породной подушки над щитовой крепью, что уменьшает нагрузку на крепь и позволяет отрабатывать пласты с труднообрушаемыми кровлями; снижение вероятности реализации внезапных выбросов угля и газа; повышение безопасности работ.

20.7. Технологические схемы очистных работ с применением индивидуальной крепи

Технологические схемы очистных работ с индивидуальной крепью используются в тех случаях, когда применение комплексов экономически и технически нецелесообразно по горно-геологическим и горнотехническим условиям (сплошная гипсометрия почвы пласта, сильная нарушенность и значительные колебания мощности пласта, обводненность и т. д.), а также при отсутствии для определенных условий надежных средств комплексной механизации очистных работ.

Очистные работы в этом случае включают следующие процессы: выемку (отбойка и погрузка) угля, его доставку, передвижение конвейера, крепление лавы и управление кровлей, а также выполнение концевых операций.

Принципиально схемы работы выемочных машин не отличаются от рассмотренных выше. То же можно сказать о доставке угля, когда она осуществляется скребковыми конвейерами, передвигающимися без разборки (изгибающиеся конвейеры). Отличие появляется лишь при использовании переносных (разборных) скребковых конвейеров, которые бывают двухцепные и одноцепные с расположением рабочей ветви над холостой ветвью и одноцепные с консольными скребками, рабочая и холостая ветви которых располагаются в одной плоскости.

Наибольшими отличиями характеризуются крепление очистного забоя и управление кровлей.

Для крепления лав (или только их концевых участков, в том числе ниш) применяют индивидуальные металлические переносные или деревянные крепи. Последние используются в основном при разработке крутонаклонных и крутых пластов.

Комплект индивидуальной крепи состоит из призабойной и специальной (посадочной) крепей.

В качестве призабойной металлической крепи используются стойки трения и гидравлические стойки с металлическими шар-

нирными верхняками. Установка и перенос стоек осуществляются вручную.

Металлические верхняки предназначены для равномерной передачи усилия стоек индивидуальной крепи на большую поверхность кровли и предохранения призабойного пространства от вывалов породы из кровли.

Область применения шарнирных металлических верхняков — очистные забои пологих пластов мощностью 0,8—2,1 м с узкозахватной выемкой при металлических, преимущественно гидравлических стойках. Длина шарнирного металлического верхняка должна быть увязана с шириной захвата исполнительного органа выемочной машины.

При деревянной крепи используются деревянные верхняки (распилы).

Посадочная крепь может быть деревянной и металлической. Деревянная специальная крепь применяется в виде посадочного (органного) ряда стоек, кустов (до 8—10 стоек) и костров.

К металлической посадочной крепи относятся кусты, костры и посадочные стойки (тумбы). Наибольшее применение имеют посадочные стойки типа ОКУМ и гидрофицированная посадочная крепь «Спутник».

Стойки типа ОКУМ предназначены для управления кровлей способом полного обрушения в очистных забоях на пластах мощностью 0,45—1,31 м с углами падения до 25° (5 типоразмеров) и мощностью 1,1—2,1 м с углами падения до 18° (2 типоразмера). Начальное сопротивление стоек для указанных групп соответственно равно 300—400 кН и 600 кН, рабочее — 1000—1500 кН и 2000 кН. Податливость при рабочем сопротивлении 0—80 и 0—140 мм. Масса стойки — от 95 до 360 кг. Установка и передвижку стоек ОКУ производят вручную.

Гидравлическая посадочная крепь «Спутник» предназначена для механизации управления кровлей способом полного обрушения и передвижки забойного конвейера и посадочной крепи в лавах на пластах мощностью 0,6—1,8 м (четыре типоразмера) с углом падения до 15°.

Крепь «Спутник» состоит из однотипных секций, в каждую из которых входят посадочная стойка с гидравлической и винтовой раздвижностью, гидродомкрат передвижения двухстороннего действия, гидроблок и блок управления, гибкие рукава и кронштейн. Рабочее сопротивление стойки — 800 кН, начальный распор — 630 кН. Масса секции — от 335 до 440 кг (в зависимости от типоразмера).

Крепь может быть применена совместно с узкозахватными комбайнами с шириной захвата 0,8 м (1К103, 1К101У, 2К52МУ, МК67М), скребковыми изгибающимися конвейерами СП202 или СП202В1, забойной индивидуальной крепью из гидростоек и шарнирных верхняков с шагом 0,8 м.

Для правильного выбора типоразмера призабойных и посадочных стоек необходимо знать:

среднюю мощность пласта в пределах выемочного поля m и ее изменение $\pm \Delta m$;

сближение пород кровли и почвы по ширине призабойного пространства u ;

высоту верхняка $h_{в.м}$ с учетом его деформаций;

минимальный запас раздвижности, необходимый для вывода стойки из-под нагрузки;

паспорт крепления очистного забоя.

Необходимый типоразмер призабойных стоек при металлическом верхняке определяется по формулам

$$L_{\max} = m + \Delta m - h_{в.м} - a_{п} m l_1;$$

$$L_{\min} = m - \Delta m - h_{в.м} - a_{п} m l_2 - h_{раз},$$

где $L_{\max}$ — максимально необходимая высота стойки, м; $L_{\min}$ — минимально допустимая высота стойки, м; $a_{п}$ — коэффициент сближения пород кровли и почвы, 1/м; l_1 — расстояние от забоя до первого ряда призабойной крепи, м; l_2 — расстояние от забоя до последнего ряда крепи, м; $h_{раз}$ — запас раздвижности для разгрузки стойки (рис. 20.32).

Опускание кровли на расстоянии l от забоя лавы определяется по формуле $u = a_{п} l m$. Для условий Донбасса величина $a_{п}$ изменяется в пределах 0,04—0,015, для Кузбасса — 0,05—0,035, Карагандинского бассейна — 0,02—0,04.

Запас раздвижности $h_{раз}$ при $m < 0,8$ м принимается равным 0,03 м, при $m = 0,81—1,2$ м — 0,04 м, при $m > 1,2$ м — $h_{раз} = 0,05$ м.

Для выбора типоразмера посадочных стоек используют следующие уравнения:

$$L'_{\max} = m + \Delta m - a_{п} l_3 m;$$

$$L'_{\min} = m - \Delta m - a_{п} l_3 m - h_{раз},$$

где l_3 — расстояние от забоя до начального места установки посадочных стоек.

Типоразмер верхняков устанавливают в зависимости от ширины захвата исполнительного органа.

В качестве примера на рис. 20.33 показан типовой паспорт крепления очистного забоя на пологом пласте мощностью 1 м при узкозахватной выемке угля.

В исходном положении конвейер придвинут к забою, а первая от забоя стойка 1 призабойной крепи установлена позади конвейера. Одна треть верхняка 2 расположена в сторону выработанного пространства. Число рядов стоек крепи — от 2 до 4 в зависимости от ширины поддерживаемого рабочего пространства. Расстояние между призабойными стойками в раме

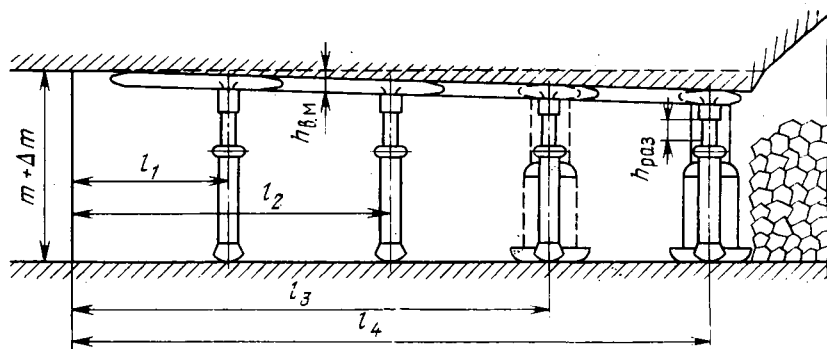


Рис. 20.32. Схема к выбору типоразмера стоек призабойной и посадочной крепей

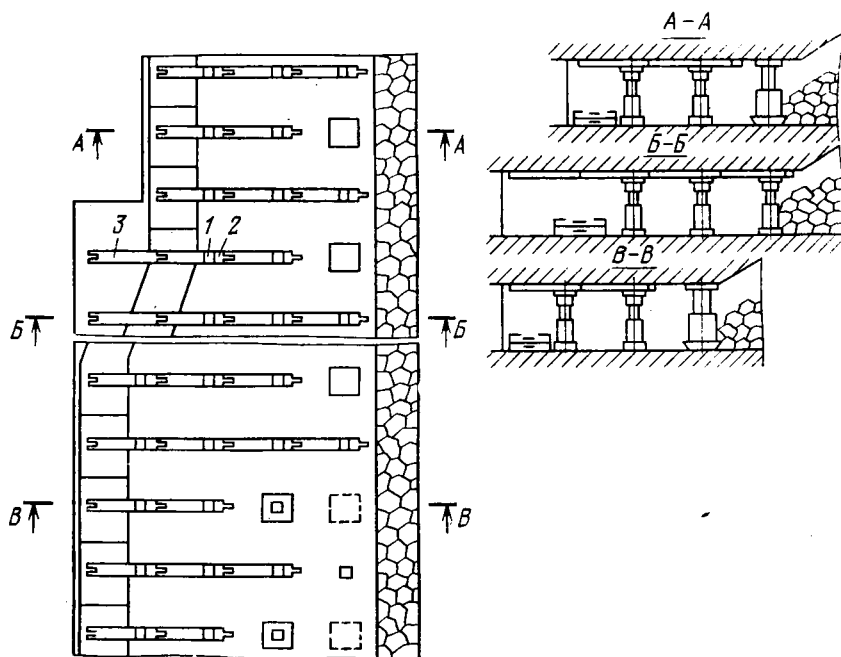


Рис. 20.33. Типовой паспорт крепления очистного забоя на пологом пласте мощностью 1 м при выемке угля узкозахватным комбайном

зависит от длины верхняка, а расстояние между рамами изменяется от 0,5—0,6 до 1 м (в зависимости от состояния пород кровли). В зоне изгиба конвейера верхняк 3 консольно навешивают на верхняк 2, создавая бесстоечное призабойное пространство.

При выемке крутых пластов в основном применяют деревянную крепь. Комплекты крепи, состоящие обычно из 3—4 стоек, устанавливают параллельно забою. Первый ряд стоек располагается на расстоянии 0,25—0,35 м от забоя, остальные ряды — на расстояниях, кратных ширине вынимаемой полосы (обычно 0,9 м). Плотность крепи колеблется от 1,5 до 2,7 стоек на 1 м².

Процесс крепления при индивидуальной крепи ограничивает скорость подачи комбайна. На установку одной стойки под верхняк рабочий затрачивает от 0,61 до 7 мин в зависимости от мощности пласта. Одновременно установкой крепи может быть занято не более 3—4 человек. Поэтому индивидуальная крепь все более вытесняется механизированной.

21. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ РАЗРАБОТКИ ВЫБРОСООПАСНЫХ ПЛАСТОВ

21.1. Общие сведения

В практике горной промышленности внезапные выбросы угля, соли и других полезных ископаемых с выделением различных газов (метан, диоксид углерода, смесь этих газов) известен давно. Происходят они и в настоящее время, причем с увеличением глубины горных работ растет выбросоопасность пластов.

В СССР наиболее опасны по выбросам угля и газа пласты в Донецком бассейне; выбросоопасные пласты разрабатываются также в Кузнецком, Карагандинском и Печорском бассейнах. Во Франции выбросы зарегистрированы в бассейнах Нор и Па-де-Кале и Дофине, на Овернском, Луарском и Севенском месторождениях. В Великобритании выбросы происходят в северо-западной части Южно-Уэльского бассейна, отдельные выбросы зарегистрированы также в Йоркширском и Ланкаширском бассейнах. В Рурском бассейне (ФРГ) выбросы наблюдаются с начала пятидесятих годов. Выбросы угля и газа зарегистрированы также в шахтах Астурийского месторождения (Испания), Мечекского месторождения (ВНР), Остравско-Карвинского бассейна (ЧССР), Нижнесилезского бассейна (ПНР), Балканского бассейна (НРБ), месторождений островов Хоккайдо и Кюсю (Япония), бассейнов Новый Южный Уэльс и Квинсленд (Австралия), ряда бассейнов Канады, месторождений

Решица и Вале-Жиулуй (СРР), месторождения Веленье (СФРЮ), северных и северо-восточных бассейнов КНР.

Разработка выбросоопасных пластов характеризуется повышенной опасностью и требует проведения специальных противовыбросных мероприятий. В общем случае технико-экономические показатели разработки выбросоопасных пластов существенно ниже, чем невыбросоопасных (даже при условии их высокой газоносности).

Основные причины низких технико-экономических показателей при разработке выбросоопасных пластов:

- потери добычи из-за несовмещения работ по проведению противовыбросных мероприятий с основными производственными процессами;

- ограничение скорости подвигания забоев и запрещение челноковой схемы выемки угля комбайнами;

- потери добычи из-за простоев забоев после происшедших выбросов;

- дополнительные трудовые и материальные затраты на выполнение противовыбросных мероприятий;

- психологический фактор.

Перевод пласта в категорию выбросоопасных и ввод локальных мероприятий по предотвращению выбросов приводят при современном состоянии технологии разработки к снижению нагрузки на лаву на 18—35%, уменьшению производительности труда рабочего по добыче до 20—40% и повышению себестоимости добычи 1 т угля на 15—40%. Скорость проведения подготовительных выработок снижается на 30—35%.

21.2. Ведение подготовительных работ

Проведение выработок по выбросоопасным пластам осуществляется комбайновым или буровзрывным способом. Ударное бурение скважин и шпуров запрещается (Великобритания, СССР). В большинстве стран запрещено также применение на выбросоопасных пластах отбойных молотков (кроме крутых пластов).

Технологические схемы проведения подготовительных выработок на выбросоопасных пластах дополнительно включают проведение специальных мероприятий по предупреждению выбросов, а также мероприятия по обеспечению безопасности людей, застигнутых выбросом.

Наиболее эффективным и надежным региональным мероприятием признается защитная выемка пластов. Сущность защитной выемки заключается в первоочередной отработке невыбросоопасного или наименее выбросоопасного угольного пласта без оставления целиков. При этом происходят разгрузка и дегазация подрабатываемых и надрабатываемых пластов в пре-

делах радиуса защитного действия. Однако сложившаяся планировка горных работ на действующих шахтах позволяет наиболее полно использовать эффект защитной отработки только на крутых пластах. На пологих выбросоопасных пластах, например в Донбассе, с полной или частичной защитой работает только 12% подготовительных забоев.

Поэтому в большинстве подготовительных забоев применяют локальные мероприятия по предотвращению выбросов, а также сотрясательное взрывание (особый режим ведения буровзрывных работ). Арсенал указанных мероприятий весьма разнообразен (табл. 21.1).

В СССР и ряде других стран основным локальным мероприятием по предотвращению выбросов при проведении подготовительных выработок является нагнетание воды в пласт в режиме гидрорыхления. В результате нагнетания воды происходит дополнительное трещинообразование в угольном массиве, способствующее его разгрузке и частичной дегазации. В забое выработки бурят несколько скважин длиной 6—11 м диаметром 0,043—0,046 м, которые герметизируются на глубине 4—8 м. В загерметизированные скважины закачивают воду под давлением $(0,75 \div 2) \gamma H$ (γ — средний объемный вес пород; H — глубина разработки) с темпом нагнетания 3 л/мин.

На шахтах СССР гидрорыхление пласта практически полностью вытеснило метод опережающих скважин, к основным недостаткам которого относятся низкая эффективность на пластах с малой проницаемостью и возможность выброса при бурении скважин. Правда, в практике зарубежных шахт метод опережающих скважин имеет довольно широкое распространение.

В шахтах ФРГ для этого используют скважины диаметром 0,095—0,140 м. По пласту бурят 3—7 скважин с таким расчетом, чтобы угольный массив был обработан не менее чем на 5 м впереди забоя выработки. Неснижаемое опережение скважин перед следующим циклом бурения — не менее 3—5 м (рис. 21.1). Скважины бурят бурильными установками вращательного действия с пневмоприводом. Управление установками дистанционное, с пульта, располагаемого на расстоянии не менее 40 м от забоя подготовительной выработки. Большая длина скважин (15—25 м) требует контроля направленности бурения.

Аналогичные параметры опережающих скважин применяют на шахтах Франции, Бельгии. В НРБ используют скважины диаметром 0,15 и 0,3 м, в Японии — 0,145 и 0,25 м (иногда 0,4 м) и длиной 10—13 м (иногда до 15—20 м).

В Австралии применяют две схемы бурения опережающих скважин. По первой из них скважины диаметром 0,1—0,3 м располагаются по середине высоты выработки в один ряд примерно на одинаковом расстоянии друг от друга; длина сква-

Таблица 21.1

Мероприятия по предотвращению выбросов и обеспечению безопасных условий работы	Применение мероприятий в забоях		Страны
	подготовительных	очистных	
Противовыбросные мероприятия			
Отработка защитных пластов	+	+	СССР, Франция, ФРГ, Бельгия, ВНР, Испания, ЧССР, НРБ, Япония, Канада, Нидерланды, СФРЮ, КНР, Турция, Великобритания
Нагнетание воды в угольный массив (гидрорыхление, высоко- и низконапорное нагнетание)	+	+	СССР, ЧССР, НРБ, Австралия, Нидерланды
Бурение опережающих разгрузочных скважин	+	+	Франция, ФРГ, Бельгия, ВНР, ЧССР, ПНР, НРБ, Япония, Австралия, СФРЮ, Турция, Великобритания
Бурение сетки разгрузочных скважин	—	+	Франция, Бельгия, Мексика
Гидроотжим пласта	+	—	СССР (восточные районы)
Устройство разгрузочных пазов (щелей)	+	+	СССР (Донбасс)
Вымывание полостей	+	—	СССР (Кузбасс), Бельгия, Испания, ВНР, Япония
Провоцирование выбросов			
Сотрясательное взрывание	+	+	СССР, Франция, Великобритания, Бельгия, Испания, ВНР, ЧССР, ПНР, Япония, Австралия, Канада, Нидерланды, СФРЮ, Турция
Камуфлетно-сотрясательное взрывание	+	+	ПНР, Австралия

жины 40 м. По второй схеме скважины диаметром 0,1 м и длиной 25 м также располагаются по середине высоты выработки, но в два ряда (при расстоянии между рядами скважин 1 м и между скважинами в ряду 0,8 м). Неснижаемое опережение по обоим схемам — 3 м.

В ВНР достаточно широкое распространение получили методы предотвращения выбросов путем бурения разгрузочных

скважин и гидровывыва угля с образованием полостей. Их используют также при вскрытии выбросоопасных пластов.

Гидровывыв угля при проведении выработок предусматривает образование в пласте опережающих забой полостей глубиной до 20 м и начальным диаметром 0,3—0,4 м. Скорость вымыва угля 0,4—0,7 м/мин, давление воды 2—6 МПа. Постоянное неснижаемое опережение забоя штрека полостью гидровывыва составляет 4,5—5 м.

Гидроотжим пласта в призабойной зоне применяется

только на шахтах СССР. Сущность его заключается в высоконапорном (10—36 МПа) нагнетании воды в короткие (4—6 м) скважины диаметром 0,042—0,05 м при глубине их герметизации 2—3 м. Темп нагнетания воды 15—30 л/мин, расход воды на один цикл подвигания забоя — до 2—3 м³.

В Карагандинском бассейне проведены эксперименты по гидрорезанию массива. По оси выработки бурят передовую скважину длиной 100—150 м и диаметром 0,1—0,15 м. В скважину вводят став полых штанг, на конце которого установлен гидроперфоратор с двумя насадками, преобразующими статический напор в скоростной. Выбрасываемая из насадок под давлением около 18 МПа вода разрушает угольный массив, образуя в нем щель высотой 0,1—0,15 м, шириной примерно 1,5 м и длиной, равной длине скважины. Образование щели ведется в направлении от забоя скважины к ее устью. Расход воды на образование щели 35 м³/ч. Эксперименты показали, что применение данного метода позволяет дегазировать пласт на 65—85% и значительно уменьшить напряженное состояние угольного массива.

На наиболее опасных по выбросам участках при недостаточной эффективности локальных методов предотвращения выбросов выработки проводят в режиме сотрясательного взрывания. Обычно при этом меняется только режим буровзрывных работ, параметры буровзрывных работ остаются прежними. В ряде стран (Бельгия, Франция) при сотрясательном взрывании увеличивают заряд ВВ.

Цель сотрясательного взрывания — спровоцировать выброс в момент взрывания шпуров. Поэтому по действующим в СССР правилам сотрясательное взрывание производят с расстояния

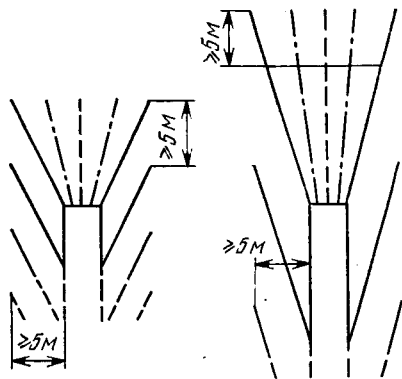


Рис. 21.1. Схемы расположения разгрузочных скважин в забое пластового штрека (ФРГ)

не менее 600 м от забоя по свежей струе воздуха (при вскрытии пластов — с расстояния не менее 1000 м). При взрывании мастер-взрывник должен находиться в защищенном месте. При невозможности выдержать указанные расстояния взрывание необходимо производить с поверхности. Люди, находящиеся в выработках по ходу вентиляционной струи, выводятся перед сотрясательным взрыванием в безопасное место, расположенное не ближе 1000 м от забоя, а при невозможности обеспечения этого требования они должны выводиться на поверхность. Наличие нескольких забоев, проводимых в режиме сотрясательного взрывания, реально приводит к остановке шахты на 2—3 ч. Кроме того, резкое увеличение числа выбросов при переходе на сотрясательное взрывание осложняет и удорожает ведение горных работ, а проведение взрывания обычно один раз в сутки резко ограничивает скорость проведения выработок.

В ПНР допускается сотрясательное взрывание с разовым взрывом до 30 кг ВВ с расстояния 200—400 м. При этом в выработке устанавливают специальные предохранительные щиты. Для ограничения силы выброса на расстоянии 8—20 м от забоя выработки устанавливают под углом 45—60° к оси выработки решетчатые перемычки-преграды. Со стороны забоя они покрываются металлической сеткой, через которую проходит газ и угольная мелочь. Выброс прерывается в результате самоподбучивания угля.

В Великобритании, ФРГ и ряде других стран также разрешено проведение сотрясательного взрывания с расстояния до 200 м.

В Австралии при проведении выработок применяют камуфлетно-сотрясательное взрывание из скважин длиной 6 м и диаметром 42 мм.

В ряде стран (СССР, Франция, ФРГ, Бельгия, ПНР, НРБ, Австралия и др.) дополнительно вводят ограничения скорости подвигания подготовительных забоев, которая не может превышать 1,5 м/сут, в том числе на пластах, где работы ведутся в режиме сотрясательного взрывания.

21.3. Очистные работы

О мероприятиях по предотвращению внезапных выбросов в очистных забоях можно судить по данным табл. 21.1.

Самым надежным, эффективным и технологичным методом является отработка защитных пластов. В разных странах существуют свои способы построения защищенных зон в зависимости от мощности и состава пород междупластья, мощности защитного пласта и ряда других факторов. При обычных условиях в СССР считается, что радиус эффективного действия защитных пластов составляет не более 100 м при подработке и не более 60 м при надработке. При большей мощности между-

пластья (до 150 м в почве и до 100 м в кровле опасного пласта) рекомендуется сочетать разгрузку защищаемых пластов с дополнительными мероприятиями по дегазации.

Во Франции, где впервые была применена защитная выемка пластов, считается, что защитный пласт мощностью более 1 м оказывает защитное действие на 30—50 м в направлении почвы и на 60—90 м в направлении кровли. При больших расстояниях рекомендуется дополнительно применять дегазацию. Специалисты ПНР считают, что пласт является защитным, если он залегает от опасного пласта на расстоянии по нормали до 40 м в почве и до 70 м в кровле. В Остравско-Карвинском бассейне (ЧССР) эффект защитного действия на пологих или наклонных пластах проявляется до 70 м в кровлю и до 30 м в почву от защитного пласта, при углах падения более 70° — до 40 м в обе стороны.

Во многих странах при отсутствии защитных пластов широкое применение находят опережающие разгрузочные скважины, а в ряде стран — сетка скважин, которые, как правило, не подключаются к дегазационной сети.

В Северном бассейне (Франция) и в Бельгии разгрузочные скважины бурят перпендикулярно к забою через каждые 2,5—3 м. Длина скважины 15—25 м, их диаметр 0,115—0,14 м. Неснижаемое опережение скважин составляет 5 м. В Рурском бассейне скважины диаметром 0,095—0,14 м бурят также перпендикулярно к забою, но расстояние между ними увеличивают до 3—5 м. Опережение скважин обычно не менее 3—5 м, а в тектонически нарушенных зонах — не менее 10 м. В ПНР разгрузочные скважины малого диаметра (0,042 м) длиной 8—15 м располагают на расстоянии 3—5 м одна от другой. В ряде случаев скважины подключают к дегазационному трубопроводу.

Дренаж метана через разгрузочные скважины различного диаметра (0,05—0,25 м) широко используют в Японии. Дренаж метана, как средство уменьшения газового давления в пласте и снижения выбросоопасности, наиболее часто ведут по скважинам, пробуренным из квершлага или полевого штрека на опасный пласт.

В СССР к наиболее широко применяемым локальным методам предотвращения выбросов в очистных забоях на незащитенных пластах относятся гидрорыхление (Донбасс) и дегазация длинными скважинами (восточные районы, Печорский бассейн). Сотрясательное взрывание используется в основном при выемке угля из ниш, иногда при переходе геологических нарушений.

При разработке выбросоопасных пластов технология очистных работ должна удовлетворять следующим основным требованиям:

снижение неравномерности напряженного состояния призабойной части пласта и возможность ведения очистной выемки в разгруженной от горного давления зоне;

дегазация участков пласта в месте сопряжения выемочных выработок с очистным забоем;

форма забоя — прямолинейная при отсутствии ниш;

предварительная разведка геологических нарушений;

возможность применения региональных способов предотвращения внезапных выбросов;

подвод сжатого воздуха к очистному забою по обоим прилегающим выработкам;

прямоточная схема проветривания;

полное территориальное разделение очистных и подготовительных работ;

использование средств механизации очистных работ, обслуживание которых требует минимального числа рабочих, могущих подвергнуться влиянию выброса;

локализация зоны действия и последствий выброса, быстрая нормализация обстановки на участке, удобные и короткие пути выхода рабочих на свежую струю.

Указанные требования вытекают как из механизма возникновения и развития выброса и стремления к нейтрализации порождающих его причин, так и из стремления обеспечить максимальную безопасность рабочих в случае происшедшего выброса.

Несмотря на очевидные преимущества столбовых систем разработки в отношении выбросоопасности, в большинстве стран до сих пор применяются в основном сплошные системы разработки с проведением откаточного штрека впереди лавы, одним забоем с лавой и позади ее.

Переход на столбовые системы в основном сдерживается низкими темпами проведения подготовительных выработок по выбросоопасным пластам (не более 40—60 м/мес при сотрясательном взрывании).

В связи с этим как промежуточный этап заслуживает внимания применение комбинированной системы разработки парными штреками, которая характеризуется небольшим объемом первоначально проводимых выработок и дает возможность одновременной работы нескольких лав в панели.

Крутые тонкие пласты, залегающие в неустойчивых боковых породах, также отрабатываются, как правило, по сплошным системам разработки при потолкоуступной форме забоя и выемке угля отбойными молотками. Управление кровлей — полное обрушение или удержание на кострах. В лавах с уступной формой забоя наиболее выбросоопасные ситуации сопряжены с зарезкой кутков уступов и нависающим массивом угля, обрушение которого может спровоцировать развитие выброса.

Таким образом, применяемые системы разработки тонких и средней мощности выбросоопасных пластов не обеспечивают необходимый уровень безопасности работ и их технико-экономической эффективности, в связи с чем они требуют совершенствования.

Сплошная система разработки может быть усовершенствована путем подачи дополнительного свежего воздуха по трубопроводу, проложенному на вентиляционном штреке, а также за счет проведения дополнительного штрека в средней части лавы.

Наиболее совершенными вариантами столбовых систем разработки выбросоопасных пластов являются: длинные столбы по простиранию при нисходящем проветривании очистных выработок с выводом исходящей струи через фланговые полевые наклонные выработки; длинные столбы по восстанию с подсвечиванием исходящей воздушной струи или изолированным отводом исходящей струи по трубопроводу.

Первые два варианта позволяют разбавить метан по источникам его выделения и повысить возможную нагрузку на лаву по газовому фактору, но требуют дополнительных затрат на поддержание выработок в выработанном пространстве и вспомогательный транспорт.

В последнем варианте отпадает необходимость в поддержании воздухоотводящих выработок в выработанном пространстве. Однако он сопряжен с резким ростом депрессии участка в связи с отводом исходящей струи по трубопроводу на значительное расстояние.

На крутых тонких пластах наиболее предпочтительна по фактору безопасности столбовая система разработки с выемкой угля полосами по падению щитовыми агрегатами. Это обусловлено отсутствием людей в очистном забое при работе конвейероструга. Потенциально выбросоопасный участок лавы на сопряжении ее с вентиляционной печью на незащищенных пластах должен подвергаться высоконапорному увлажнению или укреплению полимерными смолами. Длину забоя следует принимать возможно большей, которую может обеспечить конвейероструг. Рекомендуется спаренная работа щитовых агрегатов, опробованная на шахте им. Ленина ПО «Артемуголь». Откаточный штрек проводится полевым, углеспускная и вентиляционная печи соединяются с ним наклонными квершлагами и гезенками.

При использовании комбайнов с индивидуальной или механизированной крепью следует применять столбовую систему разработки с группированием на передние промежуточные квершлага. При этом рекомендуется не устраивать магазинный уступ, а забой располагать под углом $60-70^\circ$ к линии простирания. Для бункеризации угля используется призабойное пространство, а запасные выходы оборудуются позади лавы в вы-

работанном пространстве. Откаточный штрек проводится полевым и соединяется с лавой гезенками.

Отсутствие магазинного уступа позволяет в ряде случаев повысить безопасность работ и улучшить технико-экономические показатели работы лавы. Правда, это сопряжено с трудностью удержания запасных выходов, особенно при неустойчивых породах, и опасностью попадания обрушенных пород в забой, вынуждающими устраивать в лаве специальные полки.

При выемке выбросоопасных пластов не допускается применение выемочных машин с шириной захвата более 0,63 м. В ФРГ, Бельгии и ЧССР выемка выбросоопасных пластов производится, как правило, стругами.

При разработке выбросоопасных пластов допускается только односторонняя схема выемки угля комбайном. При использовании струговых установок ширина вынимаемой полосы не должна превышать 0,7 м. После выемки такой полосы рекомендуется устраивать технологические перерывы продолжительностью 3—6 ч. Особое внимание при струговой выемке обращается на контроль прямолинейности забоя (не более 1,5 м искривления на 100 м длины лавы). На пластах мощностью до 0,8 м выемка угля стругами производится без выполнения противовыбросных мероприятий и без присутствия людей в лаве.

На пологих и наклонных пластах управление кровлей — полное обрушение (СССР, Франция, Бельгия, ЧССР и др.), на крутых — полное обрушение, полная закладка, плавное опускание, удержание на кострах (СССР, Япония, ФРГ и др.). В ФРГ, Великобритании и Франции при разработке пологих выбросоопасных пластов применяется также способ управления кровлей пневмозакладкой выработанного пространства.

Для угольных шахт, разрабатывающих выбросоопасные пласты, действуют следующие общие требования: обучение рабочих и инженерно-технических работников; аварийное отключение электроэнергии; аварийное воздуходо снабжение с индивидуальными и групповыми отводами сжатого воздуха на пути выхода из участка; обеспечение рабочих индивидуальными изолирующими самоспасателями часового действия на химически связанном кислороде, сжатом кислороде или воздухе; устройство станций обмена дыхательных аппаратов; установка устройств аварийной сигнализации.

22. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В КОРОТКИХ ЗАБОЯХ

22.1. Камерные системы разработки

Короткими очистными забоями считаются забои, длина которых не превышает 20 м. Высокие скорости продвижения таких забоев позволяют достичь высокой нагрузки на

пласт. Однако короткие очистные забои характеризуются одним крупным недостатком — повышенными потерями полезного ископаемого в недрах.

Короткие очистные забои свойственны следующим системам разработки: камерным; камерно-столбовым; короткими столбами.

Сущность камерных систем разработки заключается в том, что выемку полезного ископаемого ведут в длинных узких выработках (камерах), проводимых от главных (панельных) штреков до границы шахтного поля или этажа (панели). Между камерами шириной 4—12 м оставляют неизвлекаемые междуканальные целики шириной 2—6 м. Длина камер обычно составляет 200—300 м.

Высокие потери и пожароопасность существенно ограничивают применение камерных систем разработки. Они используются в настоящее время в условиях, когда недопустимо сдвигание земной поверхности при выемке угольных пластов мощностью до 3,5 м на глубинах до 300 м (разработка под водоемами, железными дорогами, застроенной поверхностью).

В то же время канальная система разработки с оставлением столбчатых целиков (рис. 22.1) является практически единственной при разработке горючих сланцев.

Выемочный блок образуется между панельными штреками. Сборный штрек разделяет его на два примерно равных полублока. По краям блока в ходе его подготовки нарезки проводят боковые штреки, предназначенные для отвода исходящей струи воздуха.

Условно началом очистных работ можно считать расширение поперечной камеры до 7,5—8 м, заключающееся в выемке одной-двух полос во всю длину поперечной камеры или ширину полублока. Затем из поперечной камеры проводят продольные камеры шириной 7—8 м. Между камерами оставляют целики шириной 5—6 м. Продольные камеры после подвигания их забоев на 9 м соединяются сбойками, в результате образуются новая поперечная камера и ряд столбчатых целиков. Потери сланца 28—30%.

Основные производственные процессы в камере: зарубка пласта на глубину до 2 м с помощью врубовой машины, бурение шпуров длиной до 2,5 м, взрывание шпуров, погрузка сланца на конвейер и крепление.

Шпуры бурят ручными электросверлами, в последнее время бурильными установками (в СССР — БУА-1С и БУА-3С, сконструированными специально для сланцевых шахт). Взрывание зарядов в шпурах — короткозамедленное.

Отбитую горную массу грузят на забойный скребковый конвейер погрузочными машинами, как правило, с нагребными лапами. При удалении забоя от конвейера более чем на 8 м ис-

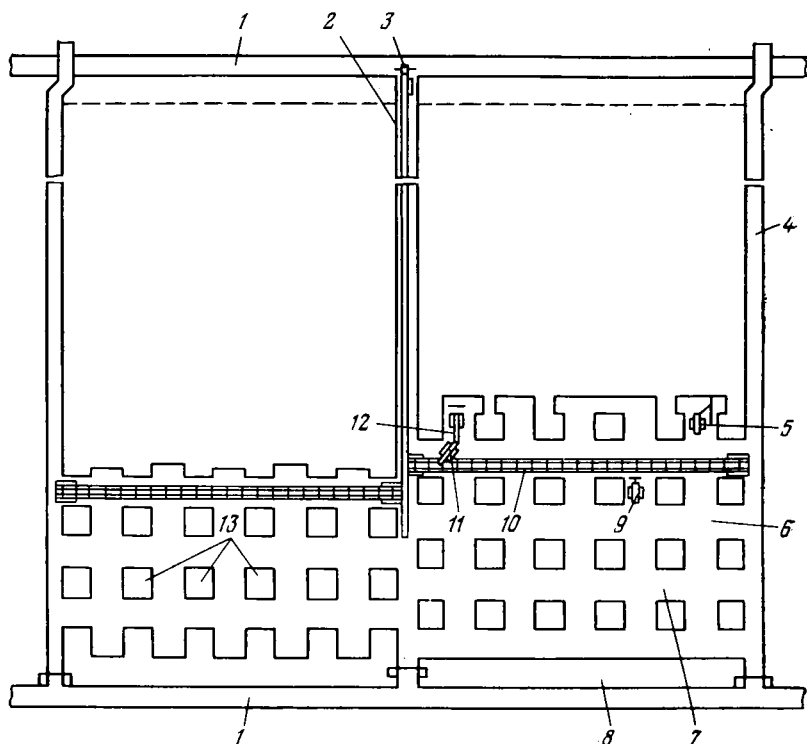


Рис. 22.1. Камерная система разработки со столбчатыми целиками:

1 — панельные штреки; 2 — сборный штрек с размещенным в нем ленточным конвейером 3; 4 — боковой штрек; 5 — самоходная буровая установка; 6, 7 — соответственно продольная и поперечная камеры; 8 — охранный целик; 9 — бульдозер; 10 — скребковый конвейер; 11 — перегружатель; 12 — погрузочная машина; 13 — столбчатые целики

пользуют самоходный перегружатель. Забойные конвейеры доставляют горную массу на ленточный конвейер, установленный в сборном штреке.

Забойный конвейер передвигают периодически по завершении каждого цикла с помощью бульдозеров на базе гусеничных тракторов. Также периодически проводят сокращение ленточного конвейера в сборном штреке.

Кровлю в камерах крепят анкерами длиной 1,5—2,2 м и диаметром 0,02 м. Анкеры устанавливают рядами на расстоянии до 1,5 м один от другого, расстояние между анкерами в рядах также 1,5 м. Для установки анкеров используют средства малой механизации.

Фазы циклов в полублоках смещаются так, чтобы передвижка забойных конвейеров производилась одновременно и сохранялся относительно стабильный уровень добычи сланца в блоке.

Условно к камерным системам разработки можно отнести

также системы разработки без присутствия людей в очистном забое с выемкой угля бурошнековыми установками и канатными пилами, пока не получившие широкого распространения.

22.2. Системы разработки короткими столбами и камерно-столбовые

При системах разработки с короткими столбами выемочное поле разбивается сетью нарезных выработок на прямоугольные участки с размерами сторон 10—15 м (короткие столбы) (рис. 22.2). Они применяются на пластах средней мощности с углами падения до 18° при весьма неустойчивых или труднообрушаемых породах кровли, а также при погашении охраняемых целиков. Достоинства системы: высокая производительность труда, низкая трудоемкость работ по управлению кровлей, высокий уровень нагрузки на выемочное поле.

Из систем разработки с короткими забоями наибольшее распространение имеют камерно-столбовые системы. Шахтное поле делят на панели, размеры которых зависят от условий залегания пластов. Вначале проводят камеры, которые крепят анкерами (рис. 22.3). Ширина камер 4—12 м. Междуканнерный целик отрабатывают в обратном порядке заходками без крепления. Между заходками оставляют целики шириной 1—1,5 м.

Из забоев камер добывают 25—50%, а из заходок — 50—75% извлекаемых запасов. Потери угля составляют 25—30% (в особо благоприятных условиях 12—18%).

Область применения системы: горизонтальные и пологие пласты мощностью 1,5—3 м с относительно устойчивыми породами кровли, небольшой газоносности, не склонные к горным ударам.

Отличительной особенностью технологических схем при камерных и камерно-столбовых системах разработки являются проведение всех выработок, в том числе и транспортных, только по угля и единство оборудования как для подготовительных, так и для очистных работ. Наиболее широкое распространение указанные системы получили в США, Канаде, Австралии, где на их долю приходится более 95% добычи угля подземным способом. Это связано с исторически сложившимся направлением механизации очистных работ и благоприятными горно-геологическими условиями залегания пластов.

В странах — членах СЭВ системы с короткими очистными забоями широко применяются в ЧССР и СРР при разработке пластов бурого угля и lignита.

При выемке мощных пластов на всю мощность камерно-столбовыми и камерными системами в состав работ входит выпуск угля из подкровельной толщи (рис. 22.4). Такие варианты систем используются на шахтах ЧССР, СФРЮ, Австралии.

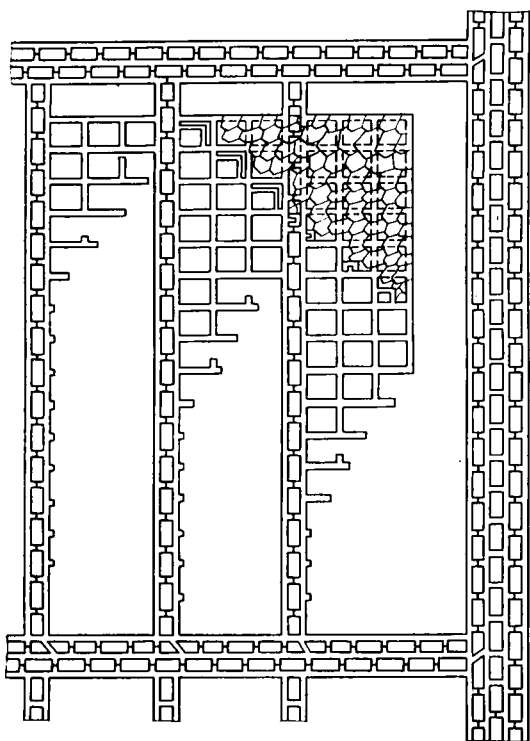


Рис. 22.2. Система разработки короткими столбами

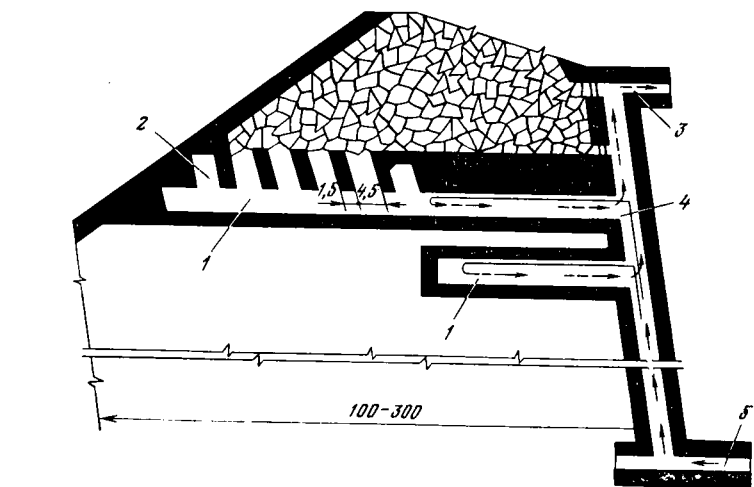


Рис. 22.3. Камерно-столбовая система разработки:

1 — камеры; 2 — заходка; 3 — вентиляционный штрек; 4 — бремсберг; 5 — откаточный штрек

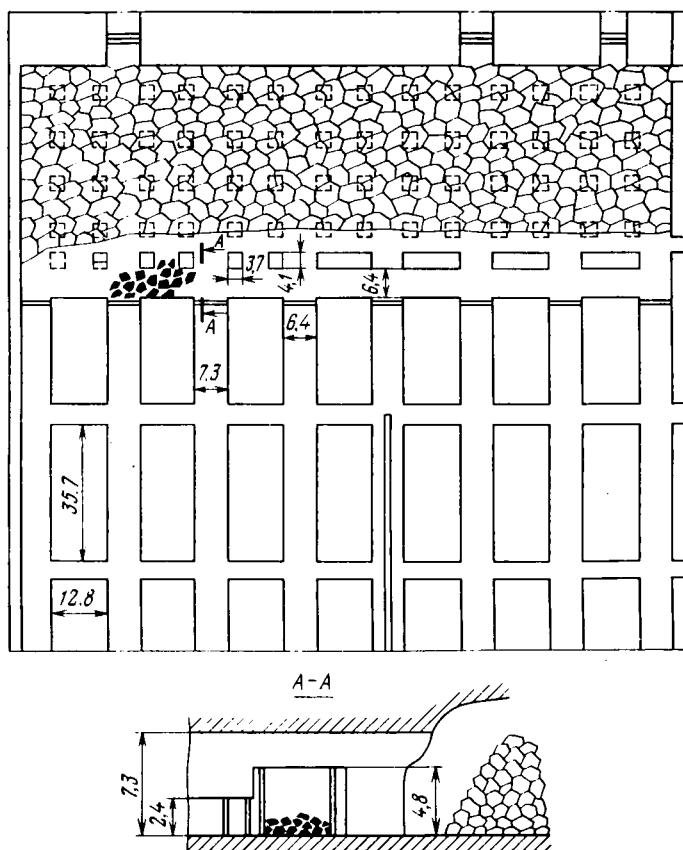


Рис. 22.4. Система разработки с короткими забоями с выпуском угля из под-
кровельной толщи (шахта «Эбердейр Уэст», Австралия)

Наиболее высокие технико-экономические показатели достигаются при применении комплексов оборудования, в состав которых входят короткозабойный комбайн бурового или режуще-скалывающего действия производительностью 6—8 т/мин, большегрузные самоходные вагонетки вместимостью 8—10 м³ или конвейеры, в том числе телескопические, самоходная машина для установки анкерной крепи.

Краткая техническая характеристика короткозабойных комбайнов, выпускаемых фирмами «Джеффри», «Джой» и «Ли-Норс» (США), приведена в табл. 22.1.

Отличительные особенности отдельных типов комбайнов: значительный клиренс и повышенная ширина гусениц (120-НР), хорошая маневренность (122-М), наличие на корпусе машины устройств для установок анкерной крепи (122М), дистанцион-

Таблица 22.1

Фирма, модель	Мощность пласта, м	Габариты (длина, ширина, высота), м	Масса, т	Установленная мощность, кВт
«Джеффри»				
120-HP	1,98—4,12	10×2,8×1,5	59	448
122-М	1,22—2,9	10,1×2,3×1,1	43	411
101-МС	0,71—1,2	7×2,6×0,6	15	213
«Джой»				
11СМ-1А	1,02—2,29	10,5×2,5×0,8	37	400
12СМ5-8В	1,27—3,05	10×2,2×1	36	280
15СМ1-8А	0,76—1,52	10,5×2,3×0,6	28	231
«Ли-Норс»				
СМ-245	0,76—1,37	9,7×2,5×0,6	26	216
НН106	1,1—3	10×2,5×0,9	39	335
НН606	1,9—4,3	10,1×2,7—1,8	46	335

ное управление с расстояния до 10 м (101-МС, 122-М, 15СМ1-8А, СМ245 и др.), легкий доступ к приводам (11СМ-1А), уменьшенные затраты на техническое обслуживание, в первую очередь на замену зубков (12СМ5-8В).

Отбитый уголь грузится комбайном в самоходную вагонетку, которая доставляет его к участковому конвейеру. Расстояние от забоя до конвейера обычно не превышает 100—120 м. Каждый забой обслуживается двумя вагонетками. Большая ширина выработок позволяет груженым вагонеткам развивать скорость до 7—8 км/ч. Движение вагонеток обычно осуществляется по челноковой схеме. Это вызвано широким применением вагонеток с кабельным подводом энергии. Вместимость кузова вагонеток различна. Так, например, фирма «Джой» выпускает вагонетки вместимостью от 3,5 до 3,8 м³.

В последнее время успешно применяются вагонетки на пневмоколесном ходу, перемещаемые тягачами с аккумуляторным питанием. Наличие независимого источника энергии позволяет организовать петлевое движение вагонеток, при котором по одной выработке доставляется груз, а по другой перемещаются порожние вагонетки.

Эффективность работы короткозабойного выемочного комбайна непрерывного действия значительно снижается из-за того, что транспорт, управление кровлей и вентиляция осуществляются не непрерывно, а циклично. Например, самоходные вагонетки, доставляющие отбитый уголь от забоя к участковому ленточному конвейеру, не обеспечивают непрерывности работы. Для этого, особенно при выемке пластов мощностью более 1,8 м, в состав комплекса оборудования вводят самоходные погрузочные машины как промежуточное звено между комбайном и самоходной вагонеткой. Но и в этом случае не исключаются остановки комбайна на период установки крепи (пра-

вила безопасности в США запрещают рабочим находиться в незакрепленной зоне) или наращивания вентиляционного става трубопровода, отставание конца которого от забоя не должно превышать 3 м.

Для обеспечения непрерывности транспорта разработана и фирмой «Джеффри» выпускается многозвенная система, состоящая из ряда отдельных секций скребковых конвейеров длиной по 6 м. Посредством соединения секций, снабженных резиновыми колесиками, образуется конвейерная линия длиной от 60 до 120 м производительностью 11,8 т/мин.

Дальнейшим развитием этой системы явились самоходные каскадно расположенные конвейеры на пневмоколесном ходу. Система состоит из 12 четырехколесных конвейерных тележек с приводом на два колеса и управлением на четыре колеса. Она может применяться в выработках шириной более 5,5 м при прямоугловой форме их сечения.

Фирмой «Гудмэн Иквипмент» (США) выпущен образец подвесной монорельсовой конвейерной системы. Система включает ряд подвесных каскадно расположенных конвейеров, перемещаемых по монорельсу с помощью индивидуальных приводных тележек.

Крепление кровли в камерах по мере движения комбайна осуществляется различными способами. В США и Австралии успешно используются устройства для установки анкерных болтов, смонтированные на корпусе комбайна. Однако такое размещение установок требует остановки комбайна на период возведения крепи.

В связи с этим создана специальная машина для установки анкерной крепи, действующая независимо от комбайна. Она снабжена также приемным бункером и лотковым конвейером, что обеспечивает промежуточное звено в системе забойного транспорта.

Изготовлена также машина, предназначенная для применения в комплексе с короткозабойным комбайном и самоходными вагонетками (или с конвейерным транспортом). Она представляет собой самоходную тележку, на которой смонтированы устройства для установки анкерной крепи, бункер и питатель с дробилкой, а также временная крепь для защиты от вывалов породы при возведении постоянной крепи. Очистная выемка угля ведется следующим образом. Очистная выработка по ширине разделена на две части. В одной из них работает комбайн, в другой устанавливают анкерную крепь. Вынимаемый комбайном уголь поступает в бункер машины, откуда скребковым конвейером грузится в самоходные вагонетки или на ленточный конвейер. После того как длина заходки комбайна достигает допустимого по условиям крепления и проветривания предела, комбайн и машину меняют местами.

Скорость подвигания очистных забоев очень высока. Камера длиной около 100 м отрабатывается обычно за 10 смен.

Рост горного давления с увеличением глубины разработки более 200—300 м обуславливает необходимость в значительном повышении размеров междуканнерных целиков для обеспечения достаточной несущей их способности, что сопряжено с ростом потерь угля. В связи с этим, по некоторым прогнозам, удельный вес добычи угля системами с короткими забоями сократится в США с 95 до 40—45% к 2000 г. Предполагается, что область их применения ограничится пластами с низкокачественным углем и пластами, имеющими сложную гипсометрию почвы.

23. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ

23.1. Общие сведения

На гидрошахтах отбойка и транспортирование угля осуществляются с помощью энергии воды. Гидравлический способ добычи разработан и впервые внедрен в СССР более 30 лет назад под руководством проф. В. С. Мучника. За прошедший период этим способом добыто около 200 млн т угля.

Принципиальная схема гидрошахты приведена на рис. 23.1. В очистные и подготовительные забои к гидромониторам вода подается насосами, установленными на поверхности. Частичное обезвоживание пульпы производится в шахте, окончательное — на поверхности. Пульпа доставляется к камере гидродождения самотеком, откуда она углесосами перекачивается на поверхность. Осветление воды происходит в пруде-отстойнике. На гидрошахтах «Юбилейная» и «Инская» (Кузбасс, СССР) освоено гидротранспортирование угля непосредственно потребителям.

Наиболее широко применяются гидравлический и механо-гидравлический способы выемки. При последнем способе отделение угля или породы от массива производится механическим способом, а транспортирование горной массы осуществляется водой.

При гидравлической отбойке угля отделение угля от массива ведется струей воды под давлением 4—12 МПа, выбрасываемой из ствола гидромонитора через насадку диаметром 0,015—0,025 м. Максимальный расход воды 0,04—0,06 м³/с.

Возможная производительность гидромонитора (т/ч) в очистном забое (по И. Ф. Цяпко)

$$P_{\text{в}} = k_{\text{пл}} k_l \psi_{\text{п}} Q_{\text{в}},$$

где $k_{\text{пл}}$ — коэффициент, учитывающий мощность пласта m , $k_{\text{пл}} = \frac{1}{\sqrt{m}}$; k_l — коэффициент, учитывающий длину струи; $\psi_{\text{п}}$ — тео-

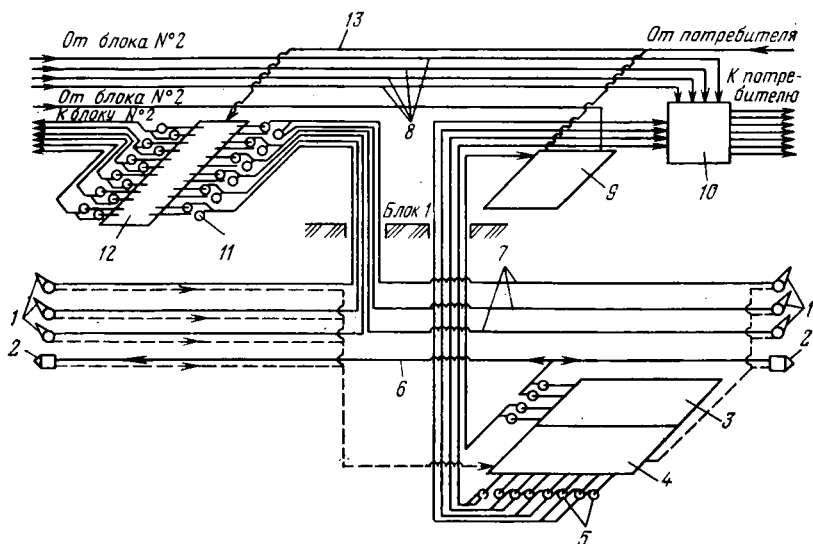


Рис. 23.1. Принципиальная схема гидрошахты:

1 — гидромониторы; 2 — механогидравлические машины; 3 — подземный водосборник; 4 — подземный пульпосборник; 5 — углесосы гидроподъема; 6, 7 — соответственно низко- и высоконапорные трубопроводы; 8 — пульповоды; 9 — пруд-отстойник; 10 — пульпоперекачивающая станция; 11 — насосная станция; 12 — резервуар технической воды; 13 — трубопровод возврата технической воды

ретическое значение консистенции пульпы; Q_v — расход воды, $\text{м}^3/\text{с}$.

$$k_l = 1,2 / (l^2 - l + 1,2),$$

где l — относительная длина струи, $l = l / 500 d_n$ (l — длина наибольшей диагонали в заходке или длина струи, м; d_n — диаметр насадки, мм).

$$\varphi_n = 5,7 \cdot 10^{-3} (H_0 / \sigma_y)^2,$$

где H_0 — давление на выходе из насадки, МПа; σ_y — условный предел прочности угля пласта, МПа, $\sigma_y = \sqrt{\sigma_p \sigma_c / 3}$ (σ_p , σ_c — пределы прочности угля соответственно при растяжении и сжатии).

Фактическая производительность гидроотбойки

$$P_\phi = P_v k_m,$$

где k_m — коэффициент машинного времени, $k_m = 0,3 - 0,5$.

При механогидравлической выемке возможны два варианта: с доставкой отбитого угля вдоль забоя механическими средствами при последующем транспортировании его по выработкам с помощью воды под давлением 2—2,5 МПа;

со смывом угля в забое и дальнейшим транспортированием его по выработкам водой под давлением 1—1,5 МПа.

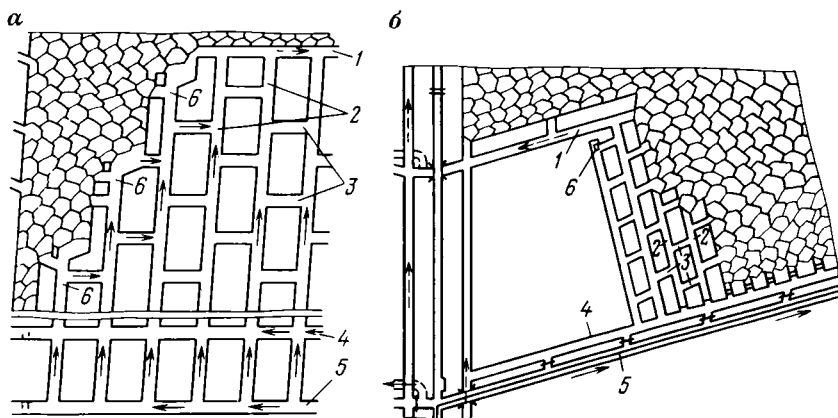


Рис. 23.2. Система разработки пологих ($5-18^\circ$) пластов длинными столбами по простиранию с выемкой полосами по падению при двухсторонних (а) и односторонних (б) заходках:

1 — вентиляционный штрек; 2 — выемочные печи; 3 — сбойки; 4, 5 — соответственно параллельный и аккумулярующий штреки; 6 — гидромонитор или механогидравлическая машина

Механогидравлический способ с применением комбайнов К56МГ, «Урал-38» с гидросмывом угля из забоя является основным способом проведения выработок на гидрошахтах (до 70 %). Более 60—65% выработок крепится анкерами.

В настоящее время на шахтах СССР действуют и проектируются различные схемы гидроподъема. В Кузбассе при небольшой глубине шахт выдача пульпы из шахты осуществляется только углесосами. В Донбассе при глубине шахт более 300 м выдача пульпы производится многоступенчатыми (обычно двухступенчатыми) углесосами. В связи с недостаточной эксплуатационной надежностью углесосов разработаны схемы эрлифтного подъема, к достоинствам которого относятся сосредоточение основного оборудования на поверхности и возможность полной автоматизации процесса, а к недостаткам — большая энергоемкость и повышенный износ трубопроводов.

23.2. Системы разработки и технология

На пологих и наклонных пластах применяют по существу одну систему разработки — длинными столбами по простиранию с выемкой полосами по падению (рис. 23.2) или простиранию пласта (рис. 23.3). Крутые пласты отрабатываются по системе с подэтажной гидроотбойкой (рис. 23.4).

На пологих пластах этаж (ярус) делят на подэтажи (подъярусы) вентиляционными и аккумуляющими штреками, кото-

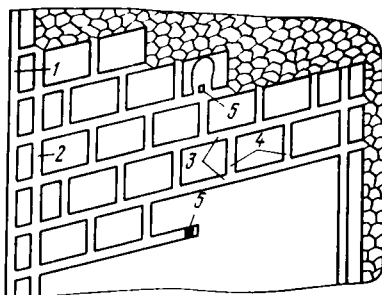
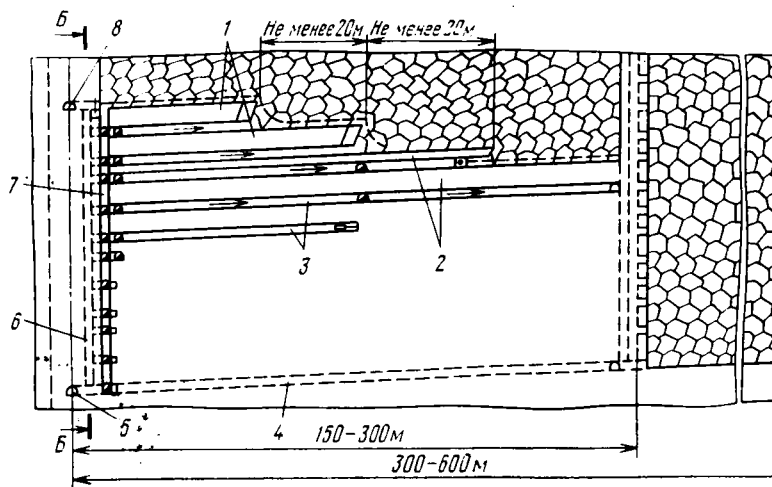


Рис. 23.3. Система разработки пластов длинными столбами по простиранию:

1, 2 — соответственно ходовая и штреки; 4 — сбойки; 5 — гидромобиль

Рис. 23.4. Технологическая схема гидроотбойкой:

1 — действующие подэтажи; 2 — этажные штреки; 4 — аккумулярующий шлаг; 6 — грузоподъемной полевой с тилиационные квершлаг; 9 — подэтаж



рые, в свою очередь, разделяют на выемочные блоки. Размер блока по простиранию 180—250 м, по падению 150—200 м.

На крутых пластах вертикальная высота этажа принимается равной 100—120 м, подэтажа — 6—12 м. Участок пласта вскрывается промежуточными квершлагами на основном и вентиляционном горизонтах и подготавливается проведением грузоподъемного ската, пульпоспускной и вентиляционной печей, от которых проводятся подэтажные штреки.

Выемка угля производится высоконапорной струей воды гидромонитора в открытых или закрытых заходках. Доставка материалов осуществляется с вышележащего этажного аккумуляющего штрека по пульпоспускному ходу на подэтажные штреки и дальше в забой лебедками, установленными в 20—30 м от забоя. Отбитый уголь транспортируется гидравлическим способом по подэтажным штрекам, пульпоспускному отделению хода, аккумуляющему штреку к углесосной станции.

Проветривание очистных и подготовительных забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания.

Подэтажи отрабатываются в нисходящем порядке с опережением забоев нижних подэтажей верхними.

Примерно такой же вариант подэтажной гидроотбойки применяется на шахте «Сунагава» (о. Хоккайдо, Япония), разрабатывающей пласты мощностью 1,5—5,2 м с углом падения 50—70°. Вертикальная высота этажа 100 м, подэтажа — 20 м. Давление воды у насадки гидромонитора 9—10 МПа, расход воды на 1 т товарного угля 4—5 м³. Подэтажные штреки проводятся, как правило, буровзрывным способом.

В Канаде работает гидрошахта «Балмер». Она разрабатывает угольный пласт мощностью 12—16 м со средним углом падения 35°. Выемку угля из подэтажей осуществляют заходками размером 15—20 м (рис. 23.5). Уголь отбивается с помощью гидромониторов при давлении воды до 15 МПа. Отбитый уголь смывается в дробилку-питатель, а затем транспортируется самотеком по желобу. Достигнутые технико-экономические показатели работы шахты конкурируют с показателями открытой добычи угля. При годовой мощности 1,5 млн т в год численность рабочих на шахте составляет всего 100 чел.

Действующие в КНР гидрошахты разрабатывают пласты в широком диапазоне горно-геологических условий: мощность их колеблется от 1,6 до 33 м, угол падения изменяется от 13 до 70°. Применяемые системы разработки: на крутых и наклонных пластах — подэтажными штреками с гидроотбойкой, на пологих — длинные столбы с выемкой полосами по простиранию или по падению при одно- или двухсторонних заходках. Высота этажей 100—150 м, длина выемочных столбов по простиранию 100—200 м, ширина полос 10—25 м. Давление воды у на-

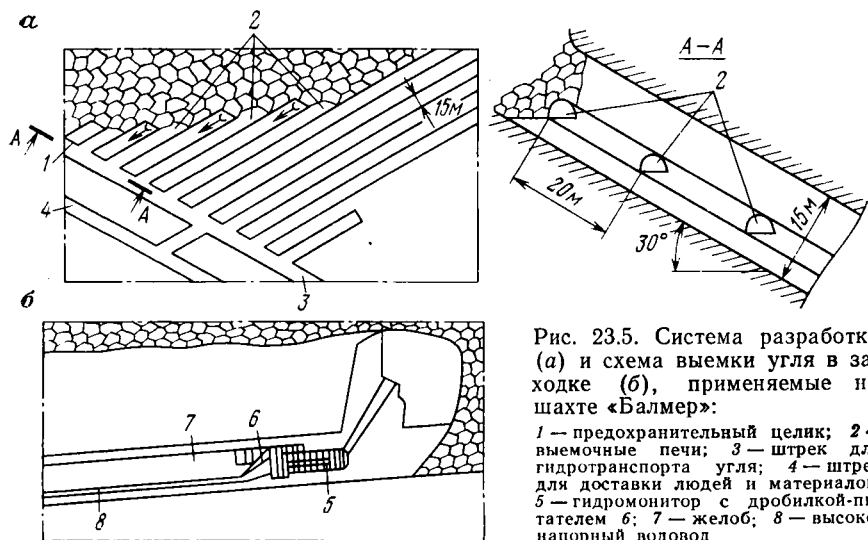


Рис. 23.5. Система разработки (а) и схема выемки угля в заходке (б), применяемые на шахте «Балмер»:

1 — предохранительный целик; 2 — выемочные печи; 3 — штрек для гидротранспорта угля; 4 — штрек для доставки людей и материалов; 5 — гидромонитор с дробилкой-питателем; 6 — желоб; 7 — высоконапорный водовод

сатки гидромонитора 15 МПа. Для гидроподъема используются преимущественно углесосы. На ряде гидрошахт применяется схема с подземным обезвоживанием угля и последующей раздельной выдачей крупного угля обычными средствами, а мелкого угля и воды — углесосами.

Опыт показывает, что применение гидравлической технологии позволяет увеличить производительность труда в 1,5—2 раза и снизить себестоимость добычи 1 т угля по сравнению с обычной технологией, а также повысить безопасность горных работ. Хорошая приспособляемость ее к изменяющимся горно-геологическим условиям создает благоприятные возможности для разработки средств, обеспечивающих дистанционную выемку угля без постоянного присутствия людей в очистном забое.

24. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С РАЗДЕЛЕНИЕМ НА СЛОИ

При невозможности отработки пластов сразу на всю мощность их разделяют на отдельные слои (рис. 24.1): наклонные, расположенные параллельно плоскостям напластования; горизонтальные, ограниченные горизонтальными плоскостями; поперечно-наклонные, расположенные под углом 30—45° к горизонтальной плоскости.

Слои разрабатываются в нисходящем или восходящем порядке. При нисходящем порядке управление кровлей осуществляется полным обрушением или закладкой, при восходящем — только закладкой выработанного пространства. Выбор того или

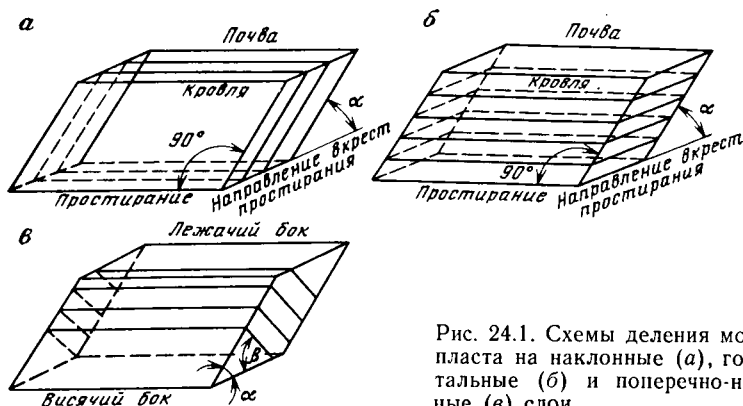


Рис. 24.1. Схемы деления мощного пласта на наклонные (а), горизонтальные (б) и поперечно-наклонные (в) слои

иного порядка выемки слоев зависит от состава и физико-механических свойств вмещающих пород и угля, мощности и угла падения пласта.

Преимущественное распространение имеет деление на наклонные слои, мощность которых составляет 2—3,2 м (до 4,5 м). При этом в качестве разделяющих слоёв поверхностей стремятся использовать прослойки пород в пластах сложного строения. При отсутствии таковых в случае управления кровлей полным обрушением для обеспечения безопасности работ в нижележащих слоях между слоями оставляют предохранительные пачки угля толщиной от 0,2—0,3 м и более или возводят так называемую предварительную крепь. Следует отметить, что оставление предохранительных пачек угля сопряжено с повышенной опасностью возникновения в выработанном пространстве эндогенных пожаров, а возведение предварительной крепи — с ростом материальных и трудовых затрат на управление кровлей.

24.1. Разработка наклонными слоями

Сущность систем разработки наклонными слоями состоит в том, что мощный пласт разделяют на несколько слоев, разрабатываемых как пласты средней мощности. Особенностью этих систем разработки является наличие тесной взаимосвязи между очистными и подготовительными работами в слоях, что требует строгого соблюдения относительного положения очистных и подготовительных выработок в слоях.

Системы разработки наклонными слоями применяют во всем диапазоне углов падения мощных пластов, преимущественно без существенной тектонической нарушенности.

Наиболее распространенный в мировой практике способ подготовки при системах разработки наклонными слоями с обрушением — этажный. В последние годы при углах падения

пластов до 10—12° все чаще используют погоризонтный способ подготовки.

При этажной подготовке этаж в пределах шахтного поля разделяется на выемочные поля — двукрылые или однокрылые. Последним отдается предпочтение при отработке пластов с углем, склонным к самовозгоранию.

Длина выемочного поля на пластах со склонным к самовозгоранию углем должна быть такой, чтобы срок отработки поля не превышал срока возможного самовозгорания угля в выработанном пространстве, если не применяются дополнительные меры по предотвращению возникновения эндогенных пожаров.

Подготовка поля начинается с проведения спаренных выработок, общих для всех слоев в выемочном поле (панели, горизонте). К числу таких выработок относятся этажные бремсберги (скаты), панельные (погоризонтные) бремсберги, конвейерные и рельсовые ходки, этажные (ярусные) откаточные и вентиляционные штреки. Этажные штреки обычно проводят у почвы пласта и соединяют со слоевым штреком первого (верхнего) слоя. При полевой подготовке они через каждые 40—60 м соединяются с конвейерными и вентиляционными слоевыми штреками горизонтальными или наклонными квершлагами или гезенками (рис. 24.2).

Между этажами оставляют междуэтажные целики. Правда, в последние годы все чаще переходят на отработку мощных пологих и наклонных пластов по бесцеликовым схемам. Сущность таких схем заключается в расположении подготовительных выработок в зонах с пониженным горным давлением и повторном использовании выработок. Сохранение позади очистного забоя выемочной выработки для обеспечения прямооточного проветривания лавы с подсвечиванием вентиляционной струи позволяет снизить объем подготовительных выработок и повысить нагрузку на очистной забой на газоносных пластах. Однако при этом значительно возрастает трудоемкость поддержания сохраняемой выработки. В некоторых случаях положительные результаты дало использование рамной крепи в сочетании с различными усиливающими ее конструкциями. Перспективна охрана выработок жесткими полосами.

Очистные работы в каждом слое ведутся так же, как и в обычной лаве с соответствующими углами падения.

При разделении этажа на подэтажи верхние подэтажи опережают нижние обычно на 20—25 м на крутых и наклонных пластах и на 60—80 м на пологих. Уголь из забоев при любом способе выемки доставляется конвейерами или самотеком до конвейерного штрека, а затем по бремсбергу (скату) на этажный пластовый или полевой штрек.

В мировой практике для исключения потерь угля в межслоевых пачках и улучшения условий работы в нижних слоях полу-

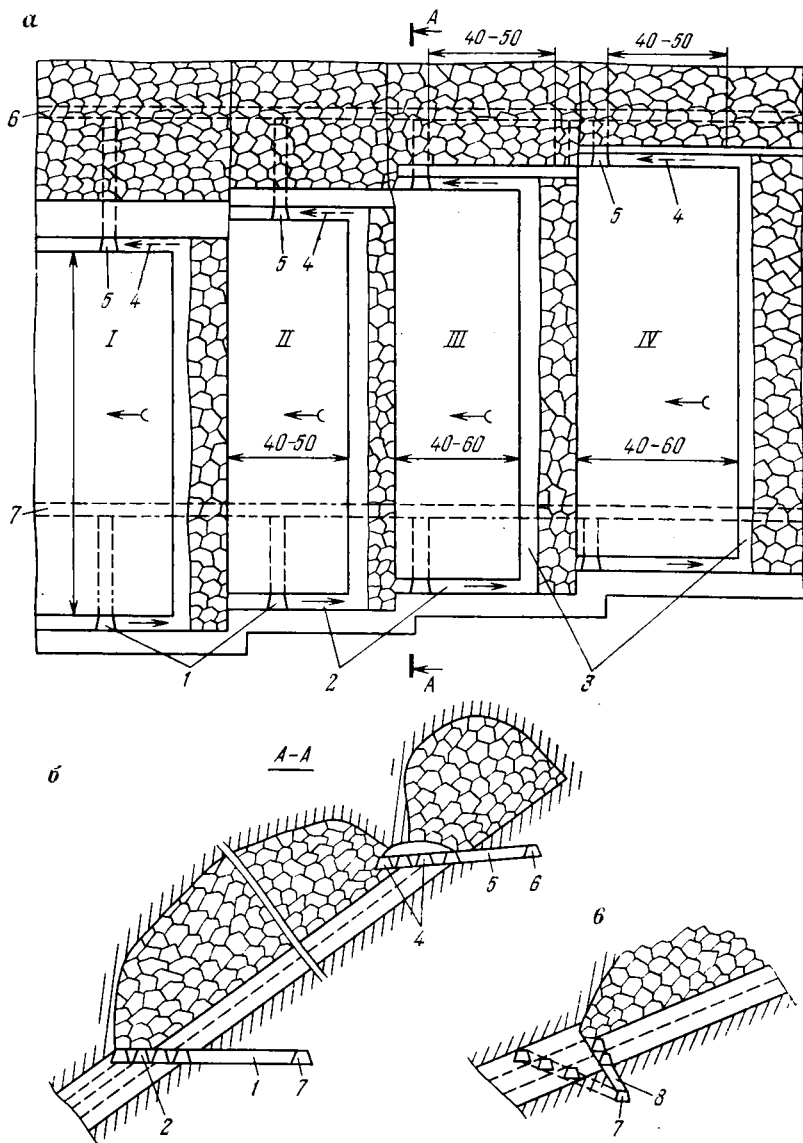


Рис. 24.2. Система разработки наклонными слоями с обрушением кровли (а) при наклонных квершлагах (б) и гезенках (в):

1 — участковые квершлаг; 2 — слоевые конвейерные штреки; 3 — лавы; 4 — слоевые вентиляционные штреки; 5 — участковые вентиляционные квершлаг; 6, 7 — соответственно вентиляционный и откаточный этажные полевые штреки; 8 — гезенк; I—IV — номера слоев

чили распространение три способа создания искусственной кровли.

Первый способ — возведение межслоевых перекрытий, укладываемых на почву отрабатываемого слоя (возведение опережающей крепи). В качестве таких перекрытий используются конструкции из настилаемых впереплет металлических полос и металлической сетки (гибкие перекрытия). Однако опыт показал, что даже при возведении гибкого перекрытия путем разматывания металлических полос и сетки со специальных устройств на ограждения механизированных крепей трудоемкость работ по его укладке весьма значительна. В связи с этим гибкие перекрытия применяют только при разработке пластов с плохо слеживающимися породами кровли. Известны конструкции гибких перекрытий из укладываемых впереплет металлических верхняков, деревянных распилов и стволов бамбука (Япония), из камышовых матов (КНР, СРВ, Индия).

Второй способ создания искусственной кровли заключается в упрочнении обрушенных пород вяжущими растворами.

В частности, такой способ создания искусственной кровли применен на шахте «Ленин» (ПНР) при разработке газоносного и пожароопасного пласта мощностью 12 м, склонного к горным ударам, на глубине 750 м. Упрочнение обрушенных пород ведут в лавах верхнего слоя, которые оснащены комплексами оборудования, включающими механизированную крепь «Пиома-25/450Z», комбайн KWB-6 и скребковый конвейер «Рыбник». Лавы отрабатываются по простиранию пласта во избежание вытекания нагнетаемого раствора в рабочее пространство.

Для упрочнения обрушенных пород используют укрепляющие растворы двух составов. Первый из них включает отходы цементного производства (33%), летучую золу ТЭЦ (33%) и воду (34%), второй — цемент марки 250 (8—12%), летучую золу ТЭЦ (54—58%) и воду (34%).

В лаву раствор подают по гибкому трубопроводу диаметром 0,08 м с ответвлениями (отводами) длиной по 20 м, расположенными через каждые 30 м длины лавы.

При подаче раствора в выработанное пространство концы отводов помещают за секции крепи, обрабатывая обрушенные породы на высоту 0,2—0,35 м от почвы слоя. Обработку обрушенных пород ведут после каждой передвижки крепи. Расход раствора на один цикл 18—20 м³.

Польские специалисты считают такой способ более дешевым и технологичным по сравнению с настилом гибких перекрытий. Кроме того, используются отходы цементного производства и тепловых электростанций, ранее загрязнявшие окружающую среду.

Третий способ применяется при породах кровли, склонных

к уплотнению и слеживанию. Для формирования устойчивой кровли при недостаточной природной влажности и низком содержании глинистых частиц обрушенные породы дополнительно увлажняют или обрабатывают их слабым раствором глинистой пульпы (Челябинский и Карагандинский бассейны, месторождения Средней Азии в СССР).

В Великобритании, Франции, Японии и СФРЮ, как правило, наклонные слои отрабатывают одновременно (не более трех слоев, обычно два) при небольшом расстоянии между очистными забоями в слоях (15—25 м). Независимо от способа управления кровлей это улучшает состояние выемочных выработок, а при управлении кровлей полным обрушением обеспечивает более благоприятные условия по горному давлению для очистных забоев нижележащих слоев. В СССР используют как одновременную, так и последовательную отработку слоев. Как правило, одновременную выемку применяют при плохо уплотняющихся и несслеживающихся обрушенных породах, а последовательную — при породах, склонных к уплотнению и слеживанию.

При разработке пластов с разделением на наклонные слои все большее распространение получают средства комплексной механизации очистных работ, позволяющие значительно увеличить мощность вынимаемого слоя. К таким средствам относятся следующие комплексы оборудования: в СССР — с крепью поддерживающего типа 4КМ130 на вынимаемую мощность пласта $m=2,8\div 4,15$ м, оградительно-поддерживающего типа 3ОКП70 ($m=2,8\div 4$ м), 2УКП ($m=2,4\div 4,5$ м); в ФРГ — с крепями поддерживающего типа DB-8 и DB-10 фирмы «Бекорит» ($m=3\div 5$ м), «Вестфалия» ($m=2,4\div 4,4$ м), 8Н100 фирмы «Рейншталь» ($m=3,4\div 5$ м), фирмы «Хемшайдт» ($m=2,5\div 4,5$ м), оградительно-поддерживающего типа фирмы «Клекнер-Бекорит» ($m=3\div 6$ м), 450Н фирмы «Хемшайдт» (m до 4,5 м); в Австрии — с крепями поддерживающего типа Е-4-4/5000 ($m=2,6\div 5$ м) и оградительно-поддерживающего типа F-4/4500 ($m=2,25\div 4,5$ м) фирмы «Фест-Альпине»; в ПНР — с крепями оградительно-поддерживающего типа «Комаг-III» ($m=3\div 4,5$ м) и «Пиома» ($m=2,7\div 4,3$ м); в ЧССР — с крепью оградительно-поддерживающего типа DVP-9 ($m=2,4\div 4,5$ м).

Удельное сопротивление крепей до 950 кН/м²; давление рабочей жидкости в напорных магистральных гидросистемах 30—35 МПа, обеспечивающее предварительный распор в пределах 0,71—0,84 несущей способности. Площадь проходного сечения для воздуха достигает 9—12 м². Крепи предназначены для работы как по падению (некоторые по восстанию), так и по простиранию пласта.

В последнее время при разработке пологих и наклонных пластов мощностью свыше 5 м находит применение технология

с выпуском угля из подкровельной толщи. При ее использовании можно не делить пласт мощностью, например, 10—12 м на наклонные слои, а иметь только один очистной забой, расположенный у почвы пласта. Для такой технологии выемки в СССР, Франции, ФРГ, Австрии, Великобритании и ЧССР созданы механизированные крепи и комплексы оборудования, приспособленные для выпуска угля из подкровельной толщи в рабочее пространство забоя. Подобная технология весьма перспективна для разработки пластов, характеризующихся непостоянством мощности и угла падения, тектонической нарушенностью.

Системы разработки наклонными слоями с закладкой выработанного пространства имеют те же конструктивные элементы, что и рассмотренные выше. Отличием их является возможность выемки не только в нисходящем, но и в восходящем порядке. Слои обрабатываются как длинными, так и короткими очистными забоями. Системы разработки с закладкой используются главным образом при необходимости охраны дневной поверхности, а также в сложных горно-геологических условиях. Наибольшее распространение они получили в ПНР, Индии, Франции и ряде других стран. Применяется в основном гидравлическая и пневматическая закладка. При использовании гидравлической закладки слои обрабатываются в восходящем порядке, а при пневматической — преимущественно в нисходящем.

Системы разработки с длинными очистными забоями и гидрозакладкой наиболее широко применяются в Верхнесилезском районе ПНР. Раньше преимущественно использовался вариант с последовательной отработкой слоев лавами по восстанию, в последнее время отдается предпочтение одновременной отработке слоев (рис. 24.3). Одновременная разработка слоев характеризуется меньшим объемом подготовительных работ благодаря использованию одной общей выработки для всех слоев, пониженными затратами на поддержание выработок и меньшей опасностью возникновения эндогенных пожаров.

При одновременной выемке слоев в пласте подготавливается блок шириной до 200 м и длиной, равной наклонной высоте этажа (горизонта). Основные подготовительные выработки — верхний (у кровли пласта) и нижний этажные штреки, соединенные наклонной выработкой. Наклонная выработка является общей для всех отрабатываемых в блоке лав. Перевод ее из нижнего слоя в верхний осуществляется подрывкой угля в кровле выработки и соответствующим возведением в закладочном массиве. Верхний этажный штрек служит для вентиляции и транспортировки угля, нижний — для отвода дренируемой из закладочного массива воды, доставки материалов и оборудования. В каждом слое находятся в работе две спаренные лавы длиной до 100 м. Расстояние между очистными забоями в смежных слоях 30—60 м в зависимости от угла падения. Расстояние

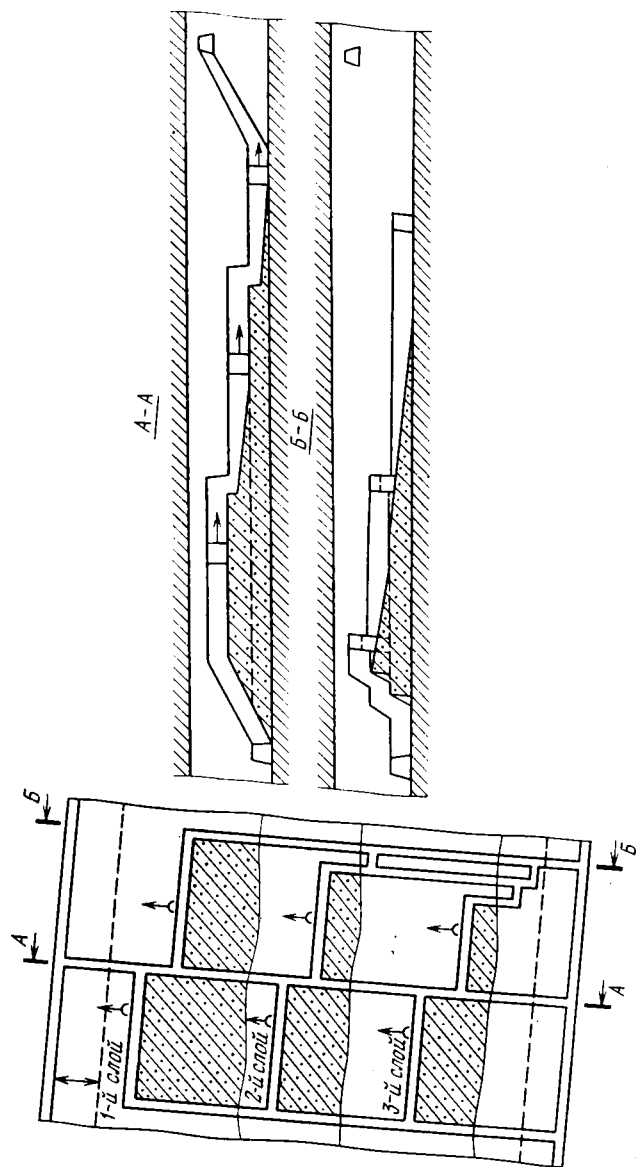


Рис. 24.3. Система разработки наклонными слоями с гидравлической закладкой выемке слоев

между спаренными лавами в слое 15 м. В большинстве случаев одновременно отрабатываются второй, третий и последующие слои, первый же слой отрабатывается заранее по схеме «пласт-слой». Первоочередная разработка нижнего слоя по всей площади блока позволяет устранить удароопасность пластов, характерную для Верхнесилезского бассейна.

На шахте «Червоне Заглембе» (ПНР) при разработке пласта 510 мощностью 12—20 м впервые применен нисходящий порядок отработки наклонных слоев с гидрозакладкой. В качестве закладочного материала используются песок (15%), дробленая шахтная порода (70%), отходы мартеновского производства (14,5%), активизатор (0,5%). Опыт показал, что кровля из закладочного массива через три года после возведения допускает при выемке второго слоя обнажение протяженностью вдоль лавы 20—30 м при ширине 1—1,5 м. Предел прочности закладочного массива до 7 МПа.

Недостатком одновременной отработки слоев по сравнению с последовательной их выемкой является ее большая технологическая и организационная сложность, в силу чего на шахтах ВНР, Франции и других стран преимущественно распространена последовательная отработка слоев.

При управлении кровлей гидравлической закладкой выработанного пространства лавы подвигаются, как правило, по восстанию, что обеспечивает благоприятные условия для отвода дренируемой из закладочного массива воды. Оработка столбов по простиранию применяется только при выемке охранных целиков, а также изредка на пластах с углами падения до 8°.

В Индии распространена разработка мощных пластов при их разделении на наклонные слои системами с короткими забоями — камерной, камерно-столбовой, короткими столбами (рис. 24.4). Выемочные участки подготавливаются бремсбергами (уклонами), от которых через каждые 250—300 м проводят откаточные штреки. Между выемочными полями (с размерами по простиранию и падению 250—300 м) оставляют целик угля шириной 20—25 м. Поле разделяется выемочными штреками и сбойками на короткие столбы размерами 10×10 м. Каж-

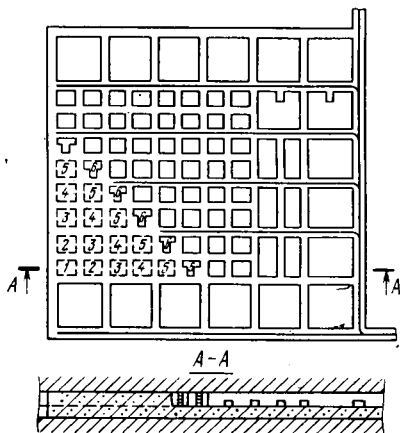


Рис. 24.4. Система разработки наклонными слоями с отработкой слоев короткими столбами при гидравлической закладке выработанного пространства (цифрами показана последовательность выемки коротких столбов в панели)

дый столб дополнительно разрезается на 3—4 заходки. Очистная выемка ведется от границы выемочного поля по диагонали к бремсбергу (уклону).

При разработке удароопасных пластов на шахтах Индии первоначально вынимают нижний слой по сплошной системе разработки, а затем верхний — по камерно-столбовой системе. В обоих слоях применяют гидравлическую закладку выработанного пространства.

Пневмозакладка выработанного пространства имеет значительно меньшее распространение, чем гидравлическая, и применяется в основном в ЧССР. Порядок отработки слоев — нисходящий, число слоев обычно не превышает двух. Пневматическая закладка ведется только при отработке верхнего слоя, нижний слой отрабатывается под закладочным массивом с полным обрушением. В Островско-Карвинском бассейне (ЧССР) в качестве закладочного материала используют смесь, содержащую глинистые сланцы (65—55%), дробленую породу (17—19%), летучую золу ТЭЦ (10—15%) и воду (8—11%). Очистные забои оборудуют механизированными крепями отечественного производства, а также крепями, импортируемыми из СССР, ФРГ, ПНР, Австрии.

24.2. Разработка поперечно-наклонными и горизонтальными слоями

Поперечно-наклонные слои могут отрабатываться в восходящем и нисходящем порядке. При восходящем порядке управление кровлей осуществляется только закладкой выработанного пространства. Длина очистного забоя ограничивается мощностью пласта. Подготовка — этажная, выемочные поля обычно двухсторонние с размером крыла до 200 м.

Полное обрушение кровли применяется крайне редко. В Кузбассе используется вариант системы разработки поперечно-наклонными слоями с гидрозакладкой. Слоевые выработки вводятся в закладочном массиве.

Область применения системы — пласты мощностью от 5 до 10—15 м с углами падения более 50° при относительно крепких углях и устойчивых боковых породах; пласты, расположенные под охраняемыми объектами.

За рубежом системы разработки с делением на поперечно-наклонные слои не применяются.

Систему разработки мощных крутонаклонных и крутых пластов горизонтальными слоями следует считать универсальной. Выемка слоев может производиться в восходящем и нисходящем порядке, а очистной забой может располагаться вкрест простирания, по простиранию и диагонально. Толщина слоя 3—4 м.

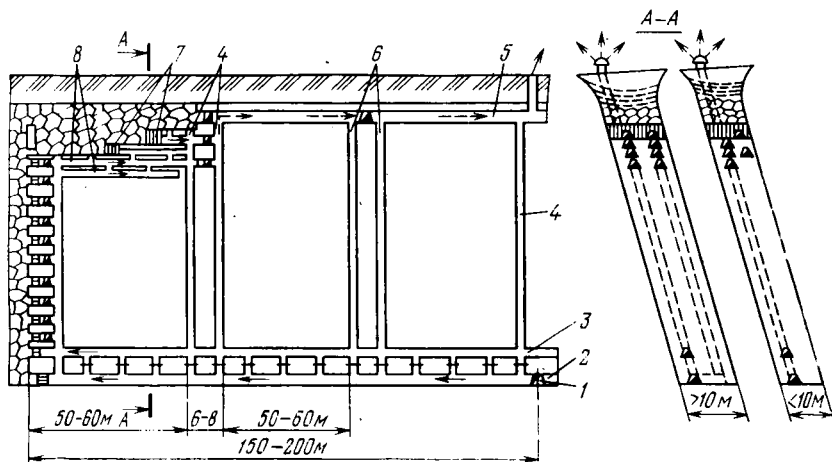


Рис. 24.5. Система разработки горизонтальными слоями в нисходящем порядке с обрушением:

1 — квершлаг; 2 — основной штрек; 3 — параллельный штрек; 4 — скаты; 5 — вентиляционный штрек; 6 — парные скаты; 7 — очистные забои; 8 — слоевые штреки

Вертикальная высота этажа от 20 до 100 м; выемочные поля обычно однокрылые, длиной 150—200 м.

Подготовка пласта к очистной выемке заключается в проведении слоевых штреков. При мощности пласта до 8—10 м в слое проводится один штрек, при большей мощности — два штрека (один у висячего, а другой у лежащего бока). В каждом крыле выемочного поля обычно находятся в работе одновременно два слоя. Отработка слоев ведется от границ выемочного поля на массив угля.

Примером может служить разработка горизонтальными слоями в СРР (рис. 24.5). Пласты мощностью до 40 м залегают под углом 30—75°. Они отрабатываются с разделением на горизонтальные слои при управлении кровлей полным обрушением с использованием гибкого металлического перекрытия. При соответствующих условиях очистные забои оборудуются механизированными крепями.

Система разработки горизонтальными слоями с обрушением применяется также в бассейнах Бланзи, Луара, Севенны и Аквитания (Франция), в районе Храстник (СФРЮ).

При разработке горизонтальными слоями с гидрозакладкой в восходящем порядке в качестве закладочного материала можно использовать только песок, обеспечивающий заполнение выработанного пространства до 95%, в результате удается добиться лишь незначительного опускания угольного массива и обеспечить тем самым нормальные условия работы по выемке

угля в следующем слое. Такая система разработки нашла известное применение в КНР.

Область применения систем разработки с горизонтальными слоями: крутонаклонные и крутые пласты мощностью более 4,5 м при любой крепости угля, газоносности и устойчивости боковых пород. В ограниченном объеме она может использоваться при разработке участков мощных пластов с тектоническими нарушениями и переменным залеганием.

25. ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В мире развивается принципиально новое направление разработки угольных месторождений — геотехнология.

Геотехнологические методы добычи полезного ископаемого основаны на его физическом, химическом или физико-химическом превращении непосредственно на месте залегания в подвижное состояние и извлечении полученного продукта на поверхность через скважины.

Осуществленные или принципиально возможные способы воздействия на уголь с целью получения из него качественного топлива или химического сырья указаны на рис. 25.1. Естественно, что не каждый из них можно положить в основу вновь создаваемой технологии добычи угля. Тот или иной геотехнологический метод добычи должен базироваться на простом физико-химическом процессе, не требующем сложного управления и дорогих материалов и реактивов.

К одному из таких методов относится подземная газификация угля. Идея его была сформулирована сравнительно давно,

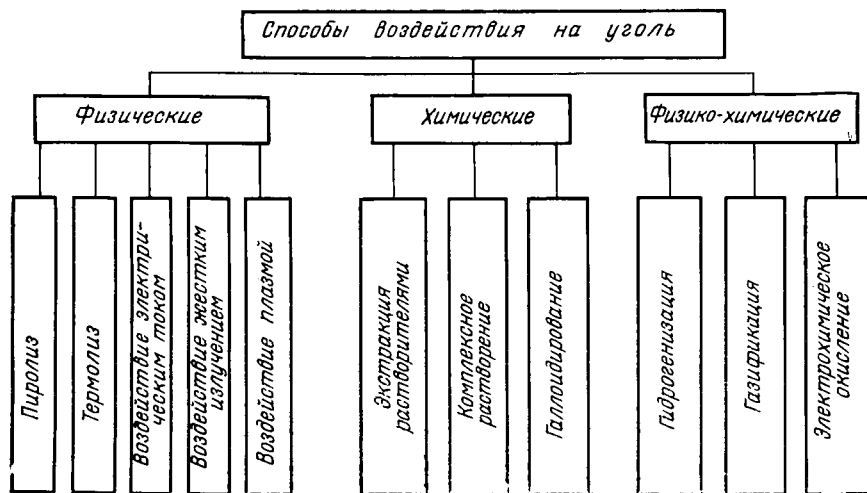
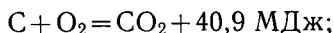


Рис. 25.1. Способы воздействия на уголь

однако, несмотря на довольно широкие исследования, он не получил еще достаточного промышленного внедрения.

Основу подземной газификации составляет термохимическое превращение угля при его сжигании непосредственно на месте залегания в горючие газы, пригодные для энергетических или химико-технологических целей. Кислород вводится в процесс в свободном виде (чистый кислород или атмосферный воздух) или в связанном состоянии (водяной пар, диоксид углерода).

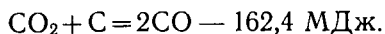
Главными продуктами реагирования кислорода с углем при сжигании являются диоксид и оксид углерода:



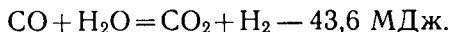
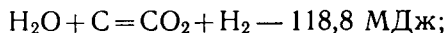
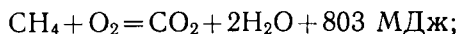
Оксид углерода в присутствии кислорода частично сгорает до диоксида углерода:



Одновременно некоторая часть диоксида углерода восстанавливается на раскаленной поверхности угля в оксид углерода:



Наряду с этими реакциями параллельно протекают реакции с летучими продуктами и водяными парами:



Интенсивность протекания процесса подземной газификации угля и качественный состав получаемого газа во многом зависят от температуры, при которой протекают реакции окисления, давления в подземном газогенераторе, интенсивности дутья, состава дутья, свойств угля и вмещающих пород. Одним из необходимых условий повышения интенсивности процесса подземной газификации является поддержание высоких температур. Повышение температуры приводит к возрастанию скорости диффузии и одновременно вызывает быстрое возрастание скорости химического взаимодействия между реагирующими веществами.

С ростом интенсивности дутья все большее количество углекислого газа и пара, диффундирующих к поверхности угля, восстанавливается в оксид углерода и водород, в результате чего увеличивается теплота сгорания получаемого горючего газа. Однако чрезмерная интенсивность дутья ведет к ухудшению качества газа, повышению содержания в нем диоксида углерода и неразложившегося пара. Это указывает на то, что каждый

газогенератор имеет свою оптимальную интенсивность дутья.

Состав дутья — важнейший управляющий фактор протекания термохимических реакций, состава и качества получаемого горючего газа. Применяется дутье обогащенной кислородом воздушной смесью, парокислородное дутье, в последнее время используется дутье водородом или полученным первоначально горючим газом для повышения теплоты сгорания конечного продукта.

До последнего времени считалось, что увеличение давления в подземном газогенераторе практически не влияет на протекание процесса газификации, т. е. существенно не улучшает выходных параметров. Однако в последнее время установлено, что значительное давление, создаваемое в подземном газогенераторе, дает существенный эффект.

Несмотря на несомненные достоинства метода подземной газификации угля (получаемый продукт удобен в применении, невысоки капитальные затраты на освоение производства, добыча ведется без присутствия людей и т. д.), присущие ему недостатки настолько серьезны, что для того, чтобы промышленное его применение стало реальным, необходимы дальнейшие исследования. Такие исследования ведутся в СССР, США, ПНР, ФРГ и ряде других стран.

Основными недостатками метода подземной газификации являются низкая теплота сгорания получаемого горючего газа при сравнительно высокой его стоимости, большие потери полезного ископаемого.

Направления совершенствования метода подземной газификации угля: поиск наиболее эффективного и выгодного окислителя и оптимальных условий протекания процесса (давление, температура), создание технологических комплексов как по производству синтетического газа, так и по комплексному его использованию.

Предложен ряд проектов для увеличения эффективности процесса ПГУ подземной газификации угля. В частности, компанией «Когаз» запатентован метод подземной газификации угля, предусматривающий ведение работ в три этапа. По окончании первого этапа, классического процесса подземной газификации, начинается второй. Он предусматривает подачу в скважины воды и отвод по выдачной скважине пара. При этом температура вмещающих пород снижается до 450°. На третьем этапе в скважины подают водород, в результате чего оставшиеся после газификации целики угля растворяются. Полученный продукт («сырая нефть») имеет теплоту сгорания около 33 МДж.

В США предложена экспериментальная программа по подземной газификации бурого угля с предварительной подготовкой пластов путем ядерных взрывов. Эту программу, полу-

чившую название «Сандерберд», предполагается осуществить на месторождении в штате Вайоминг. Месторождение включает шесть угольных пластов мощностью до 15 м; запасы его превышают 20 млрд т.

После взрывания ядерного устройства мощностью 50 кт на глубине 660 м от поверхности образуется полость, имеющая форму эллипсоида (рис. 25.2). По расчетам, радиус эллипсоида составит примерно 30 м, а его высота — 194 м. Вокруг эллипсоида в радиусе 90 м горный массив будет разрыхлен. Масса разрыхленного угля составит около 500 тыс. т. После поджигания (розжига) раздробленного угля и регулируемой подачи кислорода через специальную скважину в эллипсоиде разовьется процесс газификации. Продукты газификации будут отводиться через скважину, пробуренную в вершину эллипсоида.

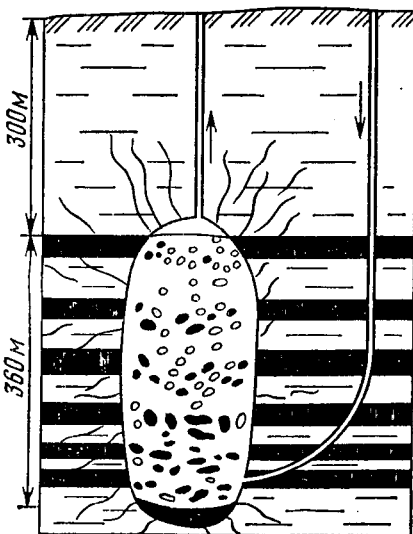


Рис. 25.2. Принципиальная схема подземной газификации угля с предварительным разрушением массива ядерным взрывом

По оценкам специалистов, метод подземной газификации углей наиболее распространен при использовании получаемого горючего газа на месте. По всей видимости, он получит промышленное применение при разработке участков месторождений со сложными горно-геологическими условиями и глубоким залеганием пластов, где невозможна разработка традиционными способами.

Экстракцией угля называют растворение органической части угля специальными растворителями, в результате чего образуется смесь жидких углеводородов, т. е. жидкое топливо. Указанный способ воздействия обладает тем достоинством, что в получаемом топливе отсутствуют минеральные примеси (органические растворители не растворяют минеральную часть угля). В СССР работы по экстракции угля в основном сводятся к выбору эффективного и дешевого растворителя и определению наиболее рациональных параметров протекания процесса.

Процесс экстракции, осуществленный в лабораторных условиях, включает измельчение угля для увеличения площади его контакта с растворителем и обработку измельченного угля органическими растворителями. В качестве растворителей ис-

пользуют бензол, фенольные спирты, зеленое антраценовое масло, тетралин или их смесь. Следует отметить, что все эти растворители могут быть получены из угля. Необходимое соотношение масс угля и растворителя составляет 1:1—1,5:1, т. е. процесс экстракции сопряжен со значительным расходом дорогостоящего растворителя. Продолжительность экстракции довольно велика и зависит от марки угля и параметров протекания процесса, в частности температуры. Как показали исследования, максимальная экстракция достигается при температуре 400—800 °С.

Использовать для создания реальной геотехнологической схемы процесс экстракции в том виде, в котором он сейчас существует, невозможно. Недостатки, присущие способу экстракции, слишком серьезны: необходимость предварительного измельчения угля требует введения в технологию дополнительных технически трудноосуществимых операций; большой расход дорогостоящего растворителя делает процесс нерентабельным; обеспечение эффективного действия растворителей требует температуры 400—800 °С. Практическая реализация подземной экстракции угля возможна лишь при условии создания эффективного и дешевого растворителя, обладающего высокой проницаемостью и работающего при низких температурах, что в ближайшее время маловероятно.

Одним из возможных способов превращения угля в жидкое топливо является его *гидрогенизация*. Сущность гидрогенизации состоит в непосредственном насыщении водородом ненасыщенных соединений либо расщеплении высокомолекулярных соединений с одновременным присоединением водорода к продуктам расщепления (деструктивная гидрогенизация). Процесс гидрогенизации требует высокого давления (до 70 МПа), значительной температуры (до 400—550 °С) и наличия катализаторов (железо, никель, кобальт, молибден и другие металлы).

Способ гидрогенизации применяется в условиях стационарных установок на поверхности при получении жидких топлив.

Гидрогенизация твердого угля обычно производится в несколько ступеней, или фаз. В первой (жидкой) фазе гидрогенизации происходит расщепление угля с образованием промежуточного продукта — среднего масла. Во второй (паровой) фазе из низкокипящих (средних) масел получают бензин.

Подземное гидрирование угля (искусственное получение жидких углеводородов из каменных углей) можно осуществить через систему добычных скважин, пробуренных с поверхности. Из 1 т угля можно получить 600—650 кг различных нефтепродуктов, не уступающих по своему качеству извлекаемым из природной нефти. Метод подземного гидрирования угля находится в стадии исследований. Опытно-промышленные его испытания еще не проводились. Однако следует отметить, что гидрирова-

ние, как и экстракция, требует предварительного измельчения угля со всеми вытекающими отсюда трудностями. Другой его недостаток — относительно высокая стоимость используемого в процессе водорода.

Способ топливных элементов предусматривает превращение химической энергии обычного топлива непосредственно в электрическую. Топливные элементы являются простыми преобразователями энергии, действующими непрерывно на протяжении всего времени поступления топлива и кислорода (воздуха). Их достоинства: высокая мощность на единицу объема и массы, бесшумность, экологическая чистота, использование воздуха в качестве окислителя, возможность пополнения топлива.

В связи с этим в различных странах в широких масштабах ведутся работы по поиску наиболее удачных конструкций и электрохимических реакций, дающих более высокую плотность тока.

Сущность метода *скважинной гидродобычи* (СГД) полезных ископаемых заключается в превращении полезного ископаемого на месте залегания в гидросмесь и ее откачке на поверхность. Возможны гидравлический, вибрационный, ультразвуковой, гидродинамический, микробиологический и другие способы превращения полезного ископаемого в гидросмесь.

Гидросмесь можно откачивать на поверхность эрлифтом, гидроэлеватором, погружным насосом, противодавлением нагнетаемой в залежь воды.

Метод СГД был предложен для разработки рудных и россыпных месторождений полезных ископаемых, залегающих в форме рудных тел и сцементированных россыпей.

В США метод СГД применяется при разработке песчаников, известняков и трещиноватых сланцев. Вода под давлением 56 МПа подается к насадке водоструйного насоса (при расходе 2,28 м³/мин) и буровой коронке для разрушения массива (при расходе 0,45 м³/мин). Струя, имеющая скорость 100—120 м/с, отбивает от массива куски крупностью 0,15 м, которые затем измельчаются до размеров менее 0,025 м. Образовавшаяся гидросмесь поступает к водоструйному насосу, с помощью которого

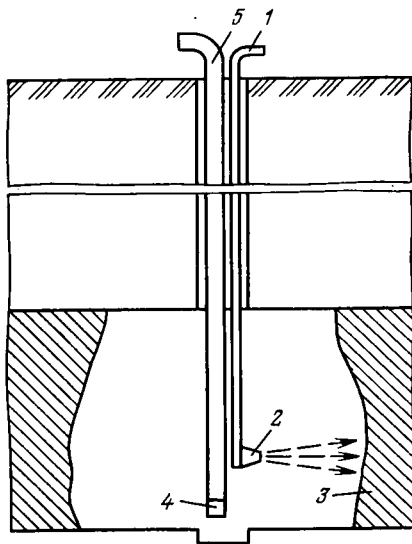


Рис. 25.3. Принципиальная схема метода СГД:

1 — водовод; 2 — гидромонитор; 3 — пласт фосфорита; 4 — эрлифт; 5 — пульповод

она выдается на поверхность по буровым штангам. Концентрация твердого в гидросмеси достигает 60%.

Метод СГД используется в США также для добычи бокситовых и урановых руд, нефтеносных песчаников (на глубине до 100 м при диаметре скважины до 0,4 м и давлении воды 5,6 МПа). Расчеты показывают, что применение эрлифта позволит увеличить глубину разработки до 460 м.

В СССР метод СГД применяется при разработке рыхлых обводненных фосфоритов на Кингисеппском месторождении. Принципиальная схема метода приведена на рис. 25.3.

Примерно такую же схему можно использовать при скважинной гидродобыче угля.

Основным недостатком метода СГД является небольшой радиус отработки пласта одной скважиной, что отрицательно сказывается на уровне технико-экономических показателей.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Назовите факторы, определяющие выбор системы разработки.
2. Каков основной классификационный признак систем разработки в классификации авторов настоящего учебника?
3. Назовите коренные отличия столбовых систем разработки от сплошных.
4. Каким схемам подготовки отвечают в большей степени изученные системы разработки?
5. Каковы основные процессы при проведении выработок и степень механизации каждого из них?
6. Перечислите основные прогрессивные направления технологии проведения выработок.
7. Чем отличается охрана выработок от их поддержания?
8. Раскройте понятие «технологическая схема очистных работ».
9. Проанализируйте взаимосвязь и взаимозависимость основных процессов очистных работ с горно-геологическими и горнотехническими факторами.
10. Назовите основные тенденции в создании механизированных крепей и комплексов.
11. Сформулируйте основные направления снижения трудоемкости и продолжительности концевых операций в лаве.
12. Каковы главные отличия технологических схем очистных работ при комбайновой и струговой выемке?
13. Назовите основные тенденции совершенствования струговых установок.
14. Какие системы разработки наиболее предпочтительны при выемке выбросоопасных пластов? Имеют ли они специфические особенности?
15. При каких условиях достигаются высокие результаты при применении камерно-столбовых систем разработки?
16. Укажите общие принципы подготовки и разработки выемочных полей при гидравлической добыче угля.
17. Назовите мероприятия, направленные на исключение потерь угля в межслоевых пачках и улучшение условий работы в нижних слоях при разработке мощных пологих пластов.
18. Каков порядок отработки мощных крутых пластов при разделении их на поперечно-наклонные и горизонтальные слои?
19. В чем заключается сущность подземной газификации угля?

Раздел шестой

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ И МЕХАНИЗАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

26. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА ЛАВУ И МОЩНОСТИ ШАХТЫ

26.1. Нагрузка на лаву

Нагрузка на очистной забой является главнейшим фактором, оказывающим решающее влияние на технико-экономические показатели работы очистного забоя.

Нагрузка на очистной забой рассчитывается в зависимости от принятой технологии и механизации работ в лаве.

Среднесуточная нагрузка на очистной забой $A_{\text{сут}}$ (т/сут), оборудованный узкозахватным комбайном с механизированной или индивидуальной крепью, определяется по формуле

$$A_{\text{сут}} = A_{\text{см}} n_{\text{см}} \kappa_{\text{с.у}} \kappa_{\text{у.п}},$$

где $A_{\text{см}}$ — среднесменная нагрузка на очистной забой, т/смену; $n_{\text{см}}$ — число рабочих смен по добыче в сутки; $\kappa_{\text{с.у}}$ — коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в особо сложных горно-геологических условиях; $\kappa_{\text{у.п}}$ — коэффициент уменьшения нагрузки с увеличением угла падения пласта.

За среднесменную нагрузку на лаву при устойчивой и средней устойчивости непосредственной кровле принимается меньшее из значений, рассчитанных по скорости подачи комбайна и скорости крепления:

$$A_{\text{см}} = T_{\text{см}} \min (g, \kappa_{\text{м}}, m, \gamma, r, \kappa_{\text{г}}, \mu_{\text{кр}}, v_{\text{кр}}),$$

где $T_{\text{см}}$ — длительность смены, мин; g — расчетная минутная производительность комбайна, т/мин; $\kappa_{\text{м}}$ — коэффициент машинного времени; m — мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³; r — ширина захвата комбайна, м; $\kappa_{\text{г}}$ — коэффициент использования захвата; $\mu_{\text{кр}}$ — коэффициент готовности крепи; $v_{\text{кр}}$ — скорость крепления, м/мин.

Коэффициент машинного времени определяется по формуле

$$\kappa_{\text{м}} = \left[1/\mu_1 + (1/\mu_2 - 1) \left(1 + \frac{1/\mu_1 - 1}{1/\kappa_{\mu_2} + 1} \right) \right]^{-1},$$

где μ_1 и μ_2 — соответственно коэффициенты готовности очистного забоя по группе последовательно и параллельно возникаю-

щих перерывов; K — коэффициент, равный отношению $(1/\mu_2 - 1)/(1/\mu_1 - 1)$.

Коэффициенты готовности очистного забоя по каждой группе перерывов устанавливаются с учетом коэффициентов готовности комбайна, крепи, конвейера, погрузочного пункта, транспортных линий за пределами лавы и других элементов технологической схемы разработки пластов.

Технически возможная среднесменная нагрузка на очистной забой, оборудованный струговой установкой, находится по той же формуле, что и для выемки комбайном. Расчетная производительность струговой установки определяется в зависимости от режима работы струга — без паузы или с паузой при частичной разгрузке конвейера перед реверсом. При работе струга без паузы при частичной разгрузке конвейера перед реверсом, целесообразной при $v_c < v_k$ и $2v_k < v_c < 3v_k$, расчетная производительность струговой установки (т/мин)

$$g = 60m\gamma hv_c,$$

где v_c — скорость движения струга, м/с; v_k — скорость движения цепи конвейера, м/с; h — расчетная толщина стружки, м.

При работе струга с паузой для частичной разгрузки конвейера перед реверсом, целесообразной при $v_k < v_c < 2v_k$, расчетная производительность струговой установки (т/мин)

$$g = 60m\gamma hv_k.$$

Толщина стружки определяется по сопротивляемости угля резанию и приемной способности забойного конвейера.

Производительность механогидравлических комбайнов (т/ч)

$$g_{\phi} = 60g_{\text{зах}} / (g_{\text{зах}}/Q_m + 1,1t_{\text{н.к}}),$$

$g_{\text{зах}}$ — добыча из одной заходки, т; Q_m — производительность машины, т/мин; $t_{\text{н.к}}$ — затраты времени на выполнение не совмещаемых с выемкой угля операций при отработке одной заходки, $t_{\text{н.к}} = 30 \div 60$ мин.

Добыча угля из одной заходки (т)

$$g_{\text{зах}} = B_3 L_3 m \gamma c,$$

где B_3 — ширина заходки, м; L_3 — длина заходки, м; c — коэффициент извлечения угля из заходки, $c = 0,7 \div 0,8$.

Производительность угля из заходки (т/мин)

$$Q_m = Q_{\text{тех}} K_{\Gamma} / (4f),$$

где $Q_{\text{тех}}$ — техническая производительность комбайна, т/мин; K_{Γ} — коэффициент готовности машины; f — коэффициент крепости угля.

Суточная нагрузка на очистной забой, оборудованный щитовым агрегатом, определяется по формуле

$$A_{\text{сут}} = T_{\text{см}} n_{\text{см}} l_{\text{л}} m \gamma c r_{\text{в}} / T_{\text{ц}},$$

где $l_{\text{л}}$ — длина очистного забоя, м; $r_{\text{в}}$ — шаг выемки, м; $T_{\text{ц}}$ — длительность технологического цикла, мин.

Рассчитанная по приведенным выше формулам нагрузка на очистной забой сравнивается с максимально допустимой по газовому фактору; применяется меньшее из указанных значений.

По приведенным формулам подсчитывается среднесуточная нагрузка на очистной забой для каждого участка шахтопласта с отличающимися горно-геологическими условиями для определенных технологии и механизации работ в лаве.

26.2. Мощность шахты

Мощность шахты является важнейшим производственным параметром, определение которого требует обязательного учета конкретных горнотехнических и горно-геологических характеристик.

На производственную мощность шахты оказывают значительное влияние величина запасов, число и мощность угольных пластов, состав и свойства вмещающих пород, газоносность месторождения и другие факторы.

Производственная мощность шахты $A_{\text{ш.г}}$ (т/год) определяется исходя из суммарной нагрузки на действующие лавы, работающие на различных пластах или участках пласта, и суточной добычи угля из подготовительных забоев.

$$A_{\text{ш.г}} = k_{\text{п.з}} n_{\text{р.д}} \sum_{i=1}^{n_{\text{л}}} A_{\text{сут}},$$

где $k_{\text{п.з}}$ — коэффициент, учитывающий добычу угля из подготовительных забоев; $n_{\text{р.д}}$ — число рабочих дней в году; $n_{\text{л}}$ — число действующих на шахте лав.

Производственную мощность действующей шахты можно определить как наименьшую из пропускных способностей основных технологических процессов (звеньев), а именно: фронта горных работ; подземного транспорта; околоствольного двора; подъема; технологического комплекса на поверхности; вентиляции.

Укрупненная блок-схема определения производственной мощности действующей шахты приведена на рис. 26.1.

Блок 1 осуществляет ввод исходных данных, необходимых для расчета мощности шахты.

Блок 2 определяет технические возможности шахты по фронту горных работ (сумма нагрузок на очистные забои и

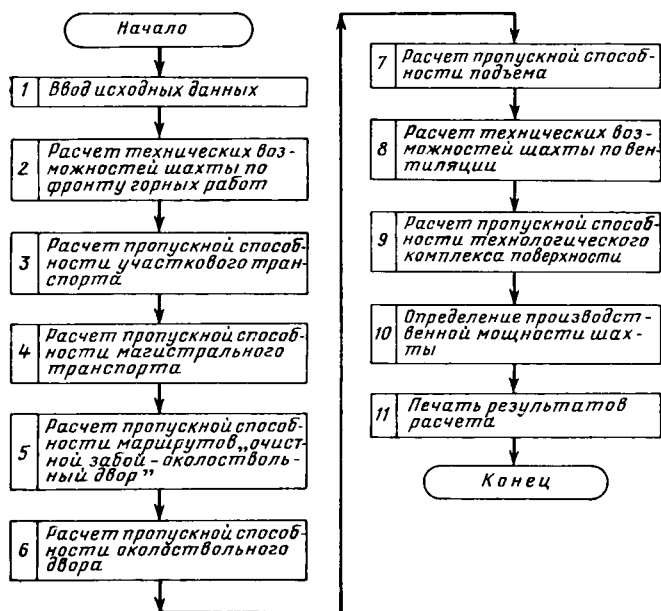


Рис. 26.1. Блок-схема определения производственной мощности действующей шахты

добыча угля из подготовительных выработок). Нагрузка на очистной забой определяется как минимальная из нагрузок, рассчитанных: по организационным факторам, по условиям проветривания и ограничениям на подвигание очистного забоя вследствие подработки (надрработки) пластов, если они имеются.

Блок 3 определяет пропускную способность участкового конвейерного транспорта по маршрутам «очистной забой — погрузочный пункт на магистральной транспортной выработке», которая определяется минимальной пропускной способностью транспортного средства, входящего в каждый маршрут.

Блок 4 определяет пропускную способность магистрального транспорта по маршрутам «участковый погрузочный пункт — околоствольный двор».

Блок 5 определяет пропускную способность маршрутов «очистной забой — околоствольный двор».

Блок 6 определяет пропускную способность околоствольного двора как наименьшую из пропускных способностей выработок околоствольного двора и опрокидывателя (если применяется электровозный транспорт).

Блок 7 определяет пропускную способность подъема.

Блок 8 осуществляет расчет технических возможностей шахты по условиям проветривания, для чего определяется количе-

ство воздуха, которое необходимо подавать в шахту. Затем, зная добычу, определенную по фронту горных работ, и количество подаваемого вентилятором воздуха, определяют техническую возможность шахты по условиям проветривания.

Блок 9 определяет пропускную способность технологического комплекса на поверхности, для чего устанавливаются пропускные способности маршрутов «приемные бункера — погрузка в железнодорожные вагоны» и «приемные бункера — аварийный склад».

Блок 10 определяет производственную мощность шахты как наименьшую из пропускных способностей ведущих технологических процессов (звеньев).

Блок 11 осуществляет печать результатов расчета. На печать кроме производственной мощности шахты выводятся пропускные способности ведущих технологических процессов, а также наименования наименее производительного оборудования («узкие места») в каждом ведущем технологическом процессе.

Основные требования к технологическим и техническим решениям на весь период и каждый отдельный этап отработки шахтного поля заключаются в следующем:

- обеспечение стабильности (либо роста) основных показателей работы шахты на всем протяжении ее эксплуатации, за исключением периодов освоения и затухания мощности;

- своевременные начало и окончание работ по воспроизводству выбывающих основных фондов;

- максимальное восприятие достижений научно-технического прогресса в кратчайшие сроки;

- сокращение сроков строительства и реконструкции шахт до минимума;

- повышение эффективности использования капитальных вложений.

Оптимизацию проектной мощности и сроков службы шахты необходимо осуществлять не только с позиций рациональной отработки запасов всего шахтного поля Z , но и рациональной отработки запасов отдельных его частей. Иными словами, проектная мощность шахты должна быть функцией не только всех запасов $A=f(Z)$, но и одновременно функцией запасов на конкретных участках шахтного поля $(Z_1, Z_2, \dots, Z_n)$:

$$A=f(Z_1, Z_2, \dots, Z_n).$$

В связи с тем, что количественные параметры шахты за длительный период могут существенно изменяться лишь дискретно, задача сводится к определению такого интервала времени, в пределах которого как качественные, так и количественные параметры шахты будут оставаться неизменными, экономически эффективными.

Таким образом, мощность шахты A , производительность труда P (трудоемкость работ) на всех этапах должны либо быть постоянными, либо улучшаться:

$$A_{\text{опт1}} \leq A_{\text{опт2}} \leq \dots \leq A_{\text{опт}n};$$

$$P_1 < P_2 < \dots < P_n.$$

Оптимальные запасы угля на первом, втором и последующих участках должны обеспечивать срок службы в каждом периоде ($t_1 > t_2, \dots, > t_n$), превышающий время на подготовку к работе последующего участка ($t_{c1}, t_{c2}, \dots, t_{cn}$):

$$t_1 > t_{c1}, t_2 > t_{c2}, \dots, t_{n-1} > t_{cn-1}.$$

27. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ.

ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОГО ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ

27.1. Размеры шахтного поля

С увеличением размеров шахтного поля по простиранию и падению одни затраты (на транспорт, поддержание выработок, водоотлив и проветривание), отнесенные к 1 т запасов, увеличиваются, а другие (на строительство и оборудование зданий и сооружений на поверхности, проходку стволов и околоствольных дворов, квершлагов) — уменьшаются. Поэтому можно найти такие размеры шахтного поля, при которых сумма затрат, отнесенная к 1 т запасов, будет минимальной.

Необходимо все затраты выразить как функцию двух переменных: длина шахтного поля по простиранию и падению. При этажной подготовке шахтного поля такими параметрами могут быть размеры этажа, которые по простиранию можно изменять непрерывно, по падению — на длину этажа. Поэтому размеры по падению будем выражать числом этажей.

Для каждого варианта схемы вскрытия сумма затрат будет зависеть от расположения и условий поддержания выработок, их числа и т. д. Ниже рассмотрена задача определения размеров шахтного поля для нескольких типичных вариантов вскрытия.

Определение размеров шахтного поля, включающего свиту пологих пластов, при вскрытии его вертикальным стволом и капитальным квершлагом при панельной подготовке (рис. 27.1). При этом предполагается, что размер панели по простиранию известен.

Введем следующие обозначения: $\Sigma k_{\text{ст}}$, $\Sigma k_{\text{шур}}$ — суммарная стоимость углубки 1 м соответственно вертикальных стволов и шурфов; $\Sigma k_{\text{ход}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м хода; $K_{\text{пр.пл}}$, $K_{\text{мон}}$ — соответственно затраты на проведение приемной

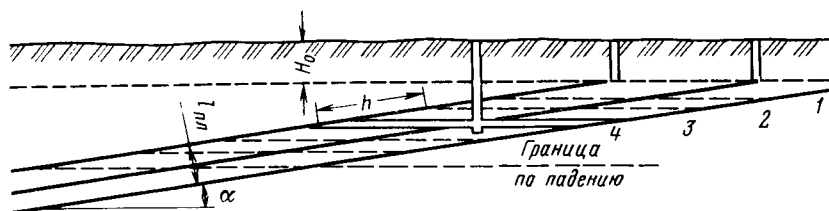


Рис. 27.1. Схема вскрытия шахтного поля, включающего свиту пологих пластов, вертикальным стволом и капитальным квершлагом при панельной подготовке

площадки и монтажа оборудования лавы; B' — затраты на строительство всех наземных сооружений шахты (здания, механизмы и оборудование); $t_{\text{яр}}$ — срок службы яруса; $n_{\text{яр}}$ — число ярусов в шахтном поле; n_1 — число лав в ярусе; $Z_{\text{яр}}$ — запасы угля в ярусе; $n_{\text{бр}}$, $n_{\text{ук}}$ — число ярусов соответственно в бремсберговом и уклонном полях; m_1 — число одновременно разрабатываемых панелей; $\Sigma k_{\text{я.ш.}}$, $\Sigma k_{\text{п.я.ш.}}$, $\Sigma k_{\text{эт.ш.}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м соответственно ярусных, подъярусных и этажных штреков; $g_{\text{я.ш.}}$, $g_{\text{п.я.ш.}}$, $g_{\text{эт.ш.}}$ — стоимость транспортирования 1 т-м угля соответственно по ярусным, подъярусным и этажным штрекам; x_0 — число ярусов (этажей), через которое выгодно подготавливать новый горизонт; B — затраты на подготовительные работы по углубке стволов; D — затраты на устройство и оборудование околоствольного двора; $k_{\text{кв}}$ — стоимость проведения 1 м квершлагов; $\Sigma k_{\text{о.ш.}}$, $\Sigma k_{\text{бр}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м соответственно основных штреков и бремсбергов; $\Sigma K_{\text{кам}}$ — затраты на проведение камер; $N_{\text{яр}}$, $N_{\text{эт}}$ — наклонная высота яруса (этажа), м; $l_{\text{пл}}$ — расстояние между крайними пластами по нормали, м; $S_{\text{ш.п}}$ — размер шахтного поля по простиранию, м; S — размер панели по простиранию, м; n — число одновременно разрабатываемых панелей; m_2 — общее число панелей по простиранию в шахтном поле; v — годовое подвигание очистной линии забоев, м; Σr_i — суммарная стоимость поддержания 1 м выработки в год соответственно индексу выработки; $g_{\text{бр}}$, $g_{\text{ст.}}$, $g_{\text{кв.}}$, $g_{\text{о.ш.}}$, $g_{\text{ук.}}$ — стоимость транспортирования 1 т угля соответственно по бремсбергу, стволу, квершлагоу, основному штреку и уклону; $A_{\text{г}}$ — годовая добыча шахты, тыс. т; N — номер горизонта, для которого определяется шаг углубки; N_1 — число горизонтов, при которых квершлаг не выходит за пределы свиты пластов; ω — коэффициент водообильности; $g'_{\text{ств.}}$, $g'_{\text{ук.}}$ — затраты на водоотлив по стволу и уклону; M — число групп пластов; $k_{\text{г}}$ — стоимость проведения 1 м гезенка; H_0 — мощность наносов, м; ϕ — отношение числа ярусов в бремсберговом поле к общему числу ярусов в горизонте; $\Sigma r_{\text{ход}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год ходков в группе одновременно разрабатываемых пластов; H — размер

шахтного поля по падению, м; $\Sigma r_{\text{ст}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м ствола в год; α — угол падения пластов.

При расчете принимаем, что $n_{\text{бр}} = n_{\text{ук}} = n_{\text{яр}}/2$. Это допущение значительно упрощает формулы, не внося значительной ошибки в результаты расчетов.

Затраты на проведение выработок

$$\begin{aligned} \Sigma K = & \left(H_0 + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \sin \alpha \right) \Sigma k_{\text{ст}} + H_0 \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} \Sigma k_{\text{шур}} + \\ & + \frac{l_{\text{пл}}}{\sin \alpha} \Sigma k_{\text{кв}} + B' + D + \Sigma k_{\text{о.ш}} (S_{\text{ш.п}} - S) + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \times \\ & \times \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} \Sigma k_{\text{у.х}} + \left(\frac{n_{\text{яр}}}{2} - 1 \right) H_{\text{яр}} \Sigma k_{\text{бр}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \Sigma k_{\text{ход}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \\ & + 2 \Sigma K_{\text{кам}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \Sigma k_{\text{я.ш}} (n_{\text{яр}} + 1) S_{\text{ш.п}} + \Sigma k_{\text{п.я.ш}} n_{\text{яр}} (n_1 - 1) S_{\text{ш.п}} + \\ & + \Sigma K_{\text{пр.пл}} (n_{\text{яр}} n_1 - 1) \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + 2 \Sigma K_{\text{мон}} n_{\text{яр}} n_1 \frac{S_{\text{ш.п}}}{S}. \end{aligned} \quad (27.1)$$

Затраты на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \Sigma R = & \left(H_0 + H_{\text{яр}} \sin \alpha + \frac{n_{\text{яр}}}{2} \right) \Sigma r_{\text{ст}} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S m_1} + H_0 \Sigma r_{\text{шур}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} \times \\ & \times \frac{S_{\text{ш.п}}}{S m_1} + \frac{S_{\text{ш.п}}^2}{S} \frac{t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} \Sigma r_{\text{о.ш}}}{4} + \frac{t_{\text{яр}} H_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} \left(\frac{n_{\text{яр}}}{2} + 1 \right)}{2} \Sigma r_{\text{у.х}} \times \\ & \times \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \frac{t_{\text{яр}} H_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} \left(\frac{n_{\text{яр}}}{2} - 1 \right)}{2} \Sigma r_{\text{бр}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \frac{H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}}^2 \Sigma r_{\text{ход}}}{4} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \\ & + \Sigma r_{\text{я.ш}} S t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \frac{\Sigma r_{\text{п.я.ш}} S t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} (n_1 - 1)}{2} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S}. \end{aligned} \quad (27.2)$$

Затраты на транспортирование и водоотлив

$$\begin{aligned} \Sigma G = & \Sigma Z_{\text{яр}} n_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} [H_0 + H_{\text{яр}} \sin \alpha (n_{\text{яр}}/2)] (g_{\text{ст}} + g'_{\text{ст}} \omega) + \\ & + \frac{\Sigma Z_{\text{яр}} n_{\text{яр}} g_{\text{о.ш}} S_{\text{ш.п}}^2}{4S} + \frac{\Sigma Z_{\text{яр}} H_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} (n_{\text{яр}}/2 - 1) g_{\text{бр}}}{2} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} + \\ & + \frac{\Sigma Z_{\text{яр}} H_{\text{яр}} (n_{\text{яр}}/2) (n_{\text{яр}}/2 - 1)}{2} \frac{S_{\text{ш.п}}}{S} (g_{\text{ук}} + g'_{\text{ук}} \omega) + \frac{\Sigma Z_{\text{яр}} n_{\text{яр}} S_{\text{ш.п}}}{4} \times \\ & \times g_{\text{п.л.ш}}. \end{aligned} \quad (27.3)$$

Для нахождения оптимума необходимо сумму затрат отнести на запасы шахтного поля и взять частные производные по $S_{\text{ш.п}}$ и $n_{\text{яр}}$.

Запасы шахтного поля

$$\Sigma Z_{\text{ш}} = \Sigma Z_{\text{яр}} n_{\text{яр}} S_{\text{ш.п}} / S = A_{\Gamma} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} S_{\text{ш.п}} / (S m_1) = A_{\Gamma} n_{\text{яр}} S_{\text{ш.п}} / (2 v m_1). \quad (27.4)$$

Разделив сумму затрат на запасы, произведя сокращения и вынеся за скобки $S_{\text{ш.п}}$, $1/S_{\text{ш.п}}$, $n_{\text{яр}}$, $1/(S_{\text{ш.п}} n_{\text{яр}})$, $1/n_{\text{яр}}$, получим

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma G}{\Sigma Z_{\text{ш}}} = f(S_{\text{ш.п}}, n_{\text{яр}}) = & S_{\text{ш.п}} \frac{1}{4 A_{\Gamma}} (\Sigma r_{\text{о.ш}} m_1 + g_{\text{о.ш}} A_{\Gamma}) + \\ & + \frac{1}{S_{\text{ш.п}}} \frac{H_{\text{яр}} \sin \alpha \Sigma k_{\text{ст}} m_1 v}{A_{\Gamma}} + n_{\text{яр}} \frac{H_{\text{яр}}}{2 A_{\Gamma}} \left[\sin \alpha \Sigma r_{\text{ст}} + \frac{\Sigma r_{\text{у.х}} m_1}{4} + \right. \\ & + \frac{\Sigma r_{\text{бп}} m_1}{4} + \frac{\Sigma r_{\text{ход}} m_1}{4} + \sin \alpha A_{\Gamma} (g_{\text{ст}} + g'_{\text{ст}} \omega) + \frac{g_{\text{бп}}}{4} A_{\Gamma} + \frac{A_{\Gamma}}{4} \times \\ & \times (g_{\text{ук}} + g'_{\text{ук}} \omega) \left. \right] + \frac{1}{n_{\text{яр}}} \frac{2 v m_1}{A_{\Gamma}} \left[\Sigma k_{\text{о.ш}} - \frac{\Sigma k_{\text{бп}} H_{\text{яр}}}{S} + \frac{2 \Sigma K_{\text{кам}} m_1}{S} + \right. \\ & + \frac{H_0 \Sigma k_{\text{шур}}}{S} + \Sigma k_{\text{я.ш}} - \frac{K_{\text{пр.пл}}}{S} \left. \right] + \frac{1}{S_{\text{ш.п}} n_{\text{яр}}} \frac{2 v m_1}{A_{\Gamma}} \left(H_0 \Sigma k_{\text{ст}} + \right. \\ & \left. + \frac{l_{\text{пл}} \Sigma k_{\text{кв}}}{\sin \alpha} + B' + D - \Sigma k_{\text{о.ш}} S \right) + C_6, \quad (27.5) \end{aligned}$$

где C_6 — постоянные члены, не содержащие $S_{\text{ш.п}}$ и $n_{\text{яр}}$.

Обозначим постоянные при $S_{\text{ш.п}}$ через C_1 , при $1/S_{\text{ш.п}}$ через C_2 , при $n_{\text{яр}}$ через C_3 , при $1/n_{\text{яр}}$ через C_4 и при $1/(S_{\text{ш.п}} n_{\text{яр}})$ через C_5 . Тогда уравнение (27.5) примет вид

$$f(S_{\text{ш.п}}, n_{\text{яр}}) = C_1 S_{\text{ш.п}} + \frac{C_2}{S_{\text{ш.п}}} + C_3 n_{\text{яр}} + \frac{C_4}{n_{\text{яр}}} + \frac{C_5}{(S_{\text{ш.п}} n_{\text{яр}})} + C_6. \quad (27.6)$$

Для нахождения минимума нужно взять частные производные по $S_{\text{ш.п}}$ и $n_{\text{яр}}$ и приравнять их к нулю:

$$\frac{\partial f}{\partial S_{\text{ш.п}}} = C_1 - \frac{C_2}{S_{\text{ш.п}}^2} - \frac{C_5}{n_{\text{яр}} S_{\text{ш.п}}^2} = 0;$$

$$\frac{\partial f}{\partial n_{\text{яр}}} = C_3 - \frac{C_4}{n_{\text{яр}}^2} - \frac{C_5}{n_{\text{яр}}^2 S_{\text{ш.п}}} = 0.$$

Алгебраическое решение этих уравнений приводит к уравнению пятой степени. Поэтому проще решать их графически. Для этого предварительно решают каждое уравнение относительно

$$S_1 = \sqrt{C_5 / (n_{\text{яр}} C_1) + C_2 / C_1}; \quad (27.7)$$

$$S_{\text{II}} = C_5 / (C_3 n_{\text{яр}}^2 - C_4). \quad (27.8)$$

Придавая различные значения $n_{\text{яр}}$ и находя $S_{\text{ш.п}}$, устанавливаем координаты точек, по которым можно построить две кри-

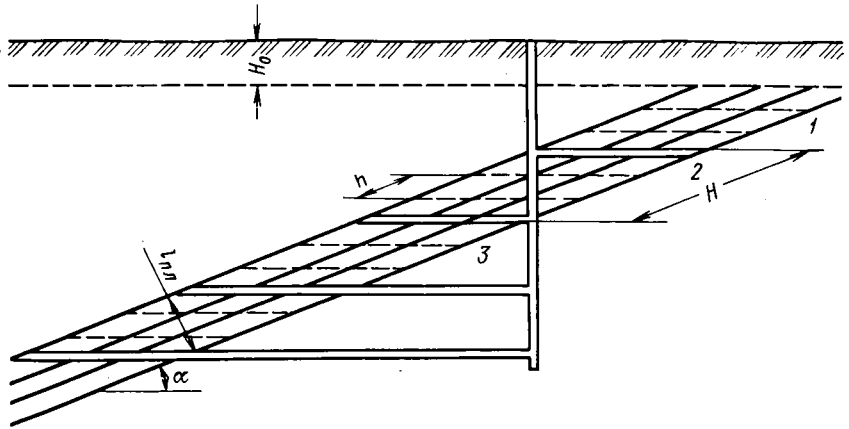


Рис. 27.2. Схема вскрытия шахтного поля вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке

вые. Координаты точки пересечения этих кривых дадут искомые размеры шахтного поля.

Если одно из значений $S_{ш.п}$ и $n_{яр}$ известно, то второе неизвестное легко определяется из соответствующего уравнения. Например, если известно значение $S_{ш.п}$, то $n_{яр}$ находится из уравнения (27.7), если же известно значение $n_{яр}$, то $S_{ш.п}$ устанавливается из уравнения (27.8).

Определение размеров шахтного поля, включающего свиту пологих пластов, при вскрытии его вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке (рис. 27.2). Для решения поставленной задачи необходимо предварительно определить расстояние между горизонтами и рациональный размер панели (блока) по простирацию. Задача может быть решена путем нахождения минимума затрат на 1 т запасов угля при оптимальных значениях числа горизонтов $n_{яр}$ и числа панелей m_2 .

Затраты на проведение выработок

$$\Sigma K = B' + Dn_{яр} + (H_0 + H_{гор} \sin \alpha n_{яр}) \Sigma k_{ст} + \left(H_{гор} \cos \alpha \frac{n_{яр}^2}{4} + \frac{l_{пл} n_{яр}}{(2 \sin \alpha)} \right) k_{кв} + S(m_2 - 1) n_{яр} \Sigma k_{о.ш} + H_0 m_2 \Sigma k_{шур} + K_{кам} m_2 n_{яр},$$

где $H_{гор}$ — наклонная высота горизонта, м.

Затраты на поддержание выработок

$$\Sigma R = H_0 t_{п} \frac{m_2}{m_1} n_{яр} \Sigma r_{ст} + H_{гор} \sin \alpha t_{п} \frac{m_2}{m_1} \frac{n_{яр} (n_{яр} + 1)}{2} \Sigma r_{ст} + \left(H_{гор} \cos \alpha \frac{n_{яр}^2}{4} + \frac{l_{пл} n_{яр}}{2 \sin \alpha} \right) t_{п} \frac{m_2}{m_1} r_{кв} + H_0 m_2 t_{п} \Sigma r_{шур} +$$

$$+ S \frac{m_2^2}{2} t_n \Sigma r_{o.ш} n_{яp} - S \frac{m_2^2}{4} t_n \Sigma r_{o.ш},$$

где t_n — срок существования панели.

Затраты на транспортирование и водоотлив

$$\Sigma G = \Sigma Z_n H_0 m_2 n_{яp} (g_{ст} + g'_{ст} \omega) + H_{гор} \sin \alpha \Sigma Z_n m_2 \frac{n_{яp} (n_{яp} + 1)}{2} \times \\ \times (g_{ст} + g'_{ст} \omega) + \Sigma Z_n m_2 \frac{H_{гор} \cos \alpha n_{яp}^2}{8} g_{кв} + \Sigma Z_n S \frac{m_2^2}{4} g_{o.ш} n_{яp},$$

где ΣZ_n — суммарные запасы угля в панели.

Для нахождения оптимальных значений m_2 и $n_{яp}$ необходимо отнести сумму затрат к 1 т запасов шахтного поля.

Запасы шахтного поля

$$\Sigma Z_{ш} = \Sigma Z_n m_2 n_{яp} = \frac{A_r}{m_1} t_n m_2 n_{яp} = \frac{A_r S H_{гор} m_2 n_{яp}}{2 H_{яp} v m_1}.$$

Разделив сумму затрат на запасы и произведя преобразования, получим

$$\frac{\Sigma K + \Sigma R + \Sigma G}{\Sigma Z_{ш}} = f(m_2, n_{яp}) = \frac{1}{m_2} \frac{2v H_{яp} m_1}{A_r S H_r} \left(D + \Sigma k_{ст} H_{гор} m_1 + \right. \\ \left. + \frac{l_{пл} k_{кв}}{2 \sin \alpha} + \Sigma k_{o.ш} H_{гор} \right) + m_2 \frac{S}{2 A_r} \Sigma r_{o.ш} m_1 + \frac{g_{o.ш} A_r}{2} \Big) + \\ + \frac{1}{n_{яp}} \frac{m_1 H_0}{A_r} \left(\frac{2v \Sigma k_{шур}}{S H_r} + \Sigma r_{шур} \right) + n_{яp} \frac{H_{гор}}{2 A_r} \left[\sin \alpha \Sigma r_{ст} + \right. \\ \left. + \frac{\cos \alpha r_{кв}}{2} + \sin \alpha (g_{ст} + g'_{ст} \omega) A_r + \frac{\cos \alpha g_{кв}}{4} A_r \right] + \\ + \frac{1}{m_2 n_{яp}} \frac{2v H_{яp} m_1}{A_r S H_{гор}} (B' + H_0 \Sigma k_{ст}) + \frac{n_{яp}}{m_2} \frac{v H_{яp} m_1 \cos \alpha}{2 A_r S} k_{кв} - \\ - \frac{m_2 S m_1}{4 n_{яp} A_r} \Sigma r_{o.ш} + C_8,$$

где C_8 — члены, не содержащие m_2 и $n_{яp}$.

Примем, что

$$C_1 = \frac{S}{2 A_r} \left(\Sigma r_{o.ш} m_1 + \frac{g_{o.ш} A_r}{2} \right);$$

$$C_2 = \frac{2v H_{яp} m_1}{A_r S H_{гор}} \left(D + \Sigma k_{ст} H_{гор} m_1 + \frac{l_{пл} k_{кв}}{2 \sin \alpha} + \Sigma k_{o.ш} H_{гор} \right);$$

$$C_3 = \frac{H_{гор}}{2 A_r} \left[\sin \alpha \Sigma r_{ст} + \frac{\cos \alpha r_{кв}}{2} + \sin \alpha (g_{ст} + g'_{ст} \omega) A_r + \right. \\ \left. + \frac{\cos \alpha g_{кв}}{4} A_r \right];$$

$$C_4 = \frac{m_1 H_0}{A_r} \left(\frac{2v \Sigma k_{шур}}{S H_{ор}} + \Sigma r_{шур} \right);$$

$$C_5 = \frac{2vH_{\text{яp}}m_1}{A_{\text{r}}SH_{\text{гор}}} (B' + H\Sigma k_{\text{сr}});$$

$$C_6 = \frac{vH_{\text{яp}}m_1 \cos \alpha}{2A_{\text{r}}S} k_{\text{кв}};$$

$$C_7 = \frac{Sm_1}{4A_{\text{r}}} \Sigma r_{\text{о.ш}}.$$

Тогда

$$f(m_2, n_{\text{яp}}) = C_1 m_2 + \frac{C_2}{m_2} + C_3 n_{\text{яp}} + \frac{C_4}{n_{\text{яp}}} + \frac{C_5}{m_2 n_{\text{яp}}} + \frac{C_6 n_{\text{яp}}}{m_2} - \frac{C_7 m_2}{n_{\text{яp}}} + C_8.$$

Для определения оптимума m_2 и $n_{\text{яp}}$ возьмем частные производные по m_2 и $n_{\text{яp}}$ и приравняем их к нулю:

$$\frac{\partial f}{\partial m_2} = C_1 - \frac{C_2}{m_2^2} - \frac{C_5}{m_2^2 n_{\text{яp}}} - \frac{C_6 n_{\text{яp}}}{m_2^2} - \frac{C_7}{n_{\text{яp}}} = 0;$$

$$\frac{\partial f}{\partial n_{\text{яp}}} = C_3 - \frac{C_4}{n_{\text{яp}}^2} - \frac{C_5}{m_2 n_{\text{яp}}^2} + \frac{C_6}{m_2} - \frac{C_7 m_2}{n_{\text{яp}}^2} = 0.$$

Как и в предыдущем случае, решаем эти два уравнения графически. Для этого из обоих уравнений определяем m_2 и $n_{\text{яp}}$:

$$m_2 = \sqrt{\frac{C_2 + \frac{C_5}{n_{\text{яp}}} + C_6 n_{\text{яp}}}{C_1 - \frac{C_7}{n_{\text{яp}}}}};$$

$$n_{\text{яp}} = \sqrt{\frac{C_4 - C_7 m_2 \frac{C_5}{m_2}}{C_3 + \frac{C_6}{m_2}}}.$$

Определение размеров шахтного поля, включающего свиту крутых пластов, при вскрытии его вертикальным стволом и этажными квершлагами. В этом случае сумма затрат, отнесенных к 1 т запасов,

$$f(S_{\text{ш.п}}, n_{\text{яp}}) = C_1 S_{\text{ш.п}} + \frac{C_2}{S_{\text{ш.п}}} + C_3 n_{\text{яp}} + \frac{C_4}{n_{\text{яp}}} + \frac{C_5}{S_{\text{ш.п}} n_{\text{яp}}} + C_6.$$

Взяв частные производные по $S_{\text{ш.п}}$ и $n_{\text{яp}}$ и приравняв их к нулю, получим два уравнения, из которых найдем два значения $S_{\text{ш.п}}$:

$$S_{\text{I}} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} - \frac{C_5}{C_1 n_{\text{яp}}}}; \quad S_{\text{II}} = \frac{C_5}{C_3 n_{\text{яp}}^2 - C_4}.$$

Значения постоянных следующие:

$$C_1 = \frac{\Sigma r_{\text{эт.ш}}}{A_r} + \frac{g_{\text{эт.ш}}}{4};$$

$$C_2 = \frac{2v}{A_r} \left(\Sigma k_{\text{ст}} H_{\text{эт}} \sin \alpha + D + \frac{l_{\text{пл}k_{\text{кв}}}}{\sin \alpha} \right);$$

$$C_3 = \frac{H_{\text{эт}} \sin \alpha}{2} (\Sigma r_{\text{ст}} / A_r + g_{\text{ст}} + g'_{\text{ст}} \omega);$$

$$C_4 = \frac{2v}{A_r} \Sigma k_{\text{эт.ш}};$$

$$C_5 = \frac{2v}{A_r} \left(H_0 \Sigma k_{\text{ст}} + B' + \frac{l_{\text{пл}k_{\text{кв}}}}{\sin \alpha} \right).$$

Изменяя значения $n_{\text{яр}}$, строим две кривые. Проекции точки их пересечения на оси $S_{\text{ш.п}}$ и $n_{\text{яр}}$ дают решение задачи.

27.2. Оптимальная высота горизонта

При многогоризонтных схемах вскрытия шахтных полей с пологими и наклонными пластами и периодической углубкой стволов одним из главных параметров вскрытия является расстояние между подъемными горизонтами или высота горизонта (при наличии только бремсберговых полей — размер выемочной ступени по падению).

Технически возможная наклонная высота горизонта изменяется в широких пределах — от нескольких сот до 1800 м и более. В каждом конкретном случае высота горизонта должна рассчитываться по техническим и экономическим факторам.

С увеличением высоты горизонта растут его запасы в нем, а следовательно, снижаются удельные затраты на сооружение околоствольного двора, проведение квершлагов, основных штреков, тогда как затраты на поддержание наклонных выработок и транспорт по ним возрастают.

Следовательно, должна существовать такая оптимальная высота горизонта, при которой суммарные расходы, отнесенные к 1 т запасов горизонта, будут минимальными. Для ее определения составляется экономико-математическая модель удельных затрат как функции высоты горизонта, а затем устанавливаются значения аргумента, обеспечивающего экстремальную (в нашем случае минимальную) величину функции. Решение задачи может быть осуществлено различными методами: аналитическим или графическим, а также прямым перебором параметров с помощью ЭВМ. В любом из этих случаев необходимо правильно составить экономико-математическую модель затрат.

Обычно задачу удобно решать для действующей шахты, на которой новый горизонт подготавливается при фиксированном положении стволов и неограниченных размерах шахтного поля

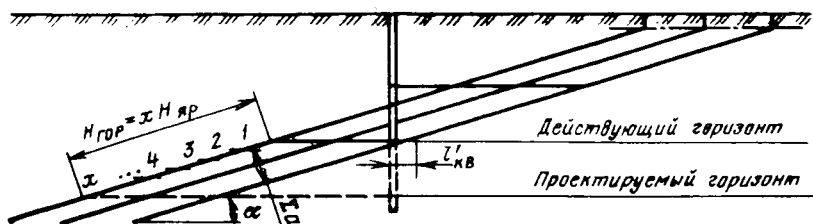


Рис. 27.3. Схема вскрытия шахтного поля к определению оптимальной высоты подготавливаемого горизонта на действующей шахте

по падению. Однако ее можно решать и для новой шахты как с ограниченными, так и с неограниченными размерами шахтного поля по падению. В последнем случае составляется экономико-математическая модель шахты в целом.

Определение высоты горизонта для условий действующей шахты. Для решения задачи необходимо принять те или иные условия расчета.

Покажем пример расчета для следующих исходных условий: шахтное поле вскрывается вертикальными стволами (рис. 27.3); схема подготовки — панельная; горные работы ведутся только в бремсберговых полях. Обозначения: $A_{ш.г}$ — производственная мощность шахты, т/год; S_p — размер панели по простиранию, м; n_1 — число одновременно обрабатываемых панелей (четное); n_2 — число панелей в шахтном поле (четное); $H_{яp}$ — наклонная высота яруса, м; $t_{гор}$, $t_{яp}$ — соответственно срок службы горизонта и яруса, лет; α — угол падения пластов, градус; Σa — расстояние между крайними пластами в свите по нормали, м; v — годовое подвигание линии очистных забоев, м.

Требуется найти наклонную высоту горизонта $H_{гор}$, при которой сумма удельных затрат на проведение выработок, их поддержание, а также на транспорт и водоотлив была бы минимальной, т. е.

$$\Sigma C/Z_{гор} = f(H_{гор}) \rightarrow \min, \quad (27.9)$$

где $Z_{гор}$ — запасы угля в пределах горизонта, т.

Наклонную высоту горизонта можно представить как

$$H_{гор} = x H_{яp}, \quad (27.10)$$

где x — оптимизируемое число ярусов в горизонте.

Запасы горизонта

$$\begin{aligned} Z_{гор} &= A_{ш.г} t_{гор} = A_{ш.г} t_{яp} x n_2 \Sigma p / (n_1 \Sigma p') = \\ &= (A_{ш.г} S_p n_2 \Sigma p x) / (2 v n_1 \Sigma p'), \end{aligned} \quad (27.11)$$

где Σp и $\Sigma p'$ — соответственно суммарная производительность всех и одновременно разрабатываемых пластов в шахтном поле, т/м².

Составим математическую модель затрат, отнесенных к 1 т запасов. *Затраты на проведение выработок:*

для углубки ствола и строительства горизонта

$$\frac{K_{\text{п.р}}}{Z_{\text{гор}}} = K_{\text{п.р}} \left/ \left(\frac{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p x}{2v n_1 \Sigma p'} \right) \right. = \frac{1}{x} (2v n_1 \Sigma p' K_{\text{п.р}}) / (A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p); \quad (27.12)$$

углубляемых стволов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K_{\text{стб}}}{Z_{\text{гор}}} &= (x H_{\text{яп}} \sin \alpha \Sigma k_{\text{стб}} 2v n_1 \Sigma p') / (A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p x) = \\ &= 2v n_1 H_{\text{яп}} \sin \alpha \Sigma p' \Sigma k_{\text{стб}} / (A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p), \end{aligned} \quad (27.13)$$

где $\Sigma k_{\text{стб}}$ — суммарная стоимость углубки 1 м всех стволов; околоствольного двора

$$\frac{K_{\text{о.д}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{2v n_1 \Sigma p' K_{\text{о.д}}}{A_{\text{ш.т}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p} \frac{1}{x}; \quad (27.14)$$

транспортного квершлага

$$\begin{aligned} \frac{K_{\text{кв.т}}}{Z_{\text{гор}}} &= \frac{(\Sigma a / \sin \alpha + x H_{\text{яп}} \cos \alpha \pm l'_{\text{кв}}) k_{\text{кв.т}} 2v n_1 \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p x} = \\ &= \frac{2v n_1 l'_{\text{кв}} \Sigma p' k_{\text{кв.т}}}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p \sin \alpha} \frac{1}{x} + \frac{2v n_1 H_{\text{яп}} \cos \alpha \Sigma p' k_{\text{кв.т}}}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p} \pm \\ &\pm \frac{2v n_1 l'_{\text{кв}} \Sigma p' k_{\text{кв.т}}}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p} \frac{1}{x}, \end{aligned} \quad (27.15)$$

где $l'_{\text{кв}}$ — длина участка квершлага на действующем горизонте от главного ствола до нижнего пласта в шахтном поле, м; если ствол располагается в лежащем боку этого пласта (квершлаг выходит за пределы свит), то в формуле надо принимать знак «+», если в висячем боку, то знак «—»; при расположении ствола в висячем боку может оказаться, что на проектируемом горизонте квершлаг вообще не выйдет за пределы свиты пластов, в таком случае в конечной формуле величину $l'_{\text{кв}}$ учитывать не следует и ее надо исключить, произведя повторный расчет $x_{\text{о.п.}}$; $k_{\text{кв.т}}$ — стоимость проведения 1 м транспортного квершлага;

основных штреков

$$\frac{\Sigma K_{\text{ш.о}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{S_{\text{п}} (n_2 - 1) \Sigma k_{\text{ш.о}} 2v n_1 \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}n_2} \Sigma p x} = \frac{2v n_1 (n_2 - 1) \Sigma p' \Sigma k_{\text{ш.о}}}{A_{\text{ш.г}} n_2 \Sigma p} \frac{1}{x}; \quad (27.16)$$

где $\Sigma k_{\text{ш.о}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м основных штреков по всем пластам; если для нижних ярусов свой штрек не проводится, а используется основной штрек, то в $\Sigma k_{\text{ш.о}}$ надо брать разность между стоимостью проведения основных и ярусных штреков;

панельных бремсбергов

$$\frac{\Sigma K_{6p}}{Z_{гор}} = \frac{(x-1) H_{яp} n_2 \Sigma k_{6p} 2v n_1 \Sigma p'}{A_{ш,г} S_{п} n_2 \Sigma p x} = \frac{2v n_1 H_{яp} \Sigma k_{6p} \Sigma p'}{A_{ш,г} S_{п} \Sigma p} - \frac{2v n_1 H_{яp} \Sigma k_{6p} \Sigma p'}{A_{ш,г} S_{п} \Sigma p} \frac{1}{x}, \quad (27.17)$$

где Σk_{6p} — суммарная стоимость проведения 1 м бремсбергов в одной панели по всем пластам;

панельных ходков

$$\frac{\Sigma K_x}{Z_{гор}} = \frac{2v n_1 H_{яp} \Sigma k_x \Sigma p'}{A_{ш,г} S_{п} \Sigma p}, \quad (27.18)$$

где Σk_x — суммарная стоимость проведения 1 м ходков в одной панели по всем пластам.

Затраты на сооружение приемных площадок бремсбергов не учитываются, так как они учтены в стоимости 1 т·м транспорта по бремсбергам:

Затраты на поддержание выработок:

стволов

$$\frac{\Sigma r_{ств}}{Z_{гор}} = \frac{x H_{яp} \sin \alpha t_{гор} \Sigma r_{ств}}{A_{ш,г} t_{гор}} = \frac{H_{яp} \sin \alpha \Sigma r_{ств}}{A_{ш,г}} x, \quad (27.19)$$

где $\Sigma r_{ств}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год всех стволов;

квершлагов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma r_{кв}}{Z_{гор}} &= \frac{(\Sigma a / \sin \alpha + x H_{яp} \cos \alpha \pm l'_{кв}) t_{гор} r_{кв,т}}{A_{ш,г} t_{гор}} + \frac{l_{кв,в} t_{гор} r_{кв,в}}{A_{ш,г} t_{гор}} = \\ &= \frac{\Sigma a r_{кв,т}}{A_{ш,г} \sin \alpha} + \frac{H_{яp} \cos \alpha r_{кв,т}}{A_{ш,г}} x \pm \frac{l'_{кв} r_{кв,т}}{A_{ш,г}} + \frac{l_{кв,в} r_{кв,в}}{A_{ш,г}}, \end{aligned} \quad (27.20)$$

где $r_{кв,т}$ и $r_{кв,в}$ — стоимость поддержания 1 м в год соответственно транспортного и вентиляционного квершлагов; $l_{кв,в}$ — длина вентиляционного квершлага, м;

основных штреков

$$\frac{\Sigma r_{ш,о}}{Z_{гор}} = \frac{S_{п} t_{яp} x n_2^2 \Sigma r_{ш,о}}{4 A_{ш,г} t_{яp} x \frac{n_2}{n_1} \frac{\Sigma p}{\Sigma p'}} = \frac{S_{п} n_1 n_2 \Sigma p' \Sigma r_{ш,о}}{4 A_{ш,г} \Sigma p}, \quad (27.21)$$

где $\Sigma r_{ш,о}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м основных штреков в год по всем пластам;

бремсбергов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma R_{6p}}{Z_{гор}} &= \frac{H_{яp} t_{яp} x (x-1) n_2 \Sigma r_{6p}}{2 A_{ш,г} t_{яp} x \frac{n_2}{n_1} \frac{\Sigma p}{\Sigma p'}} = \frac{H_{яp} n_1 \Sigma r_{6p} \Sigma p'}{2 A_{ш,г} \Sigma p} x - \\ &- \frac{H_{яp} n_1 \Sigma r_{6p} \Sigma p'}{2 A_{ш,г} \Sigma p}, \end{aligned} \quad (27.22)$$

где Σr_{6p} — суммарная стоимость поддержания 1 м в год всех бремсбергов по всем пластам;
панельных ходков

$$\frac{\Sigma R_x}{Z_{гор}} = \frac{x H_{яp} t_{яp} x n_2 \Sigma r_x}{A_{ш.г} t_{яp} x \frac{n_2}{n_1} \frac{\Sigma p}{\Sigma p'}} = \frac{H_{яp} n_1 \Sigma p' \Sigma r_x}{A_{ш.г} \Sigma p} x, \quad (27.23)$$

где Σr_x — суммарная стоимость поддержания 1 м в год всех ходков по всем пластам.

Затраты на транспортирование угля и водоотлив:
по стволам (включая водоотлив)

$$\frac{G_{ств}}{Z_{гор}} = \frac{Z_{гор} H_{яp} \sin \alpha (g_{2ств} + g'_{2ств}) x}{Z_{гор}} = H_{яp} \sin \alpha (g_{2ств} + g'_{2ств}) x, \quad (27.24)$$

где $g_{2ств}$ — стоимость 1 т·м транспорта грузов по стволу;
 $g'_{2ств}$ — стоимость 1 т·м водоотлива по стволу;
по квершлагу

$$\frac{G_{кв}}{Z_{гор}} = \frac{Z_{гор} (\Sigma a / (2 \sin \alpha) + x H_{яp} \cos \alpha \pm l'_{кв}) g_{2кв}}{Z_{гор}} = \Sigma a g_{2кв} / (2 \sin \alpha) + H_{яp} \cos \alpha g_{2кв} x \pm l'_{кв} g_{2кв}, \quad (27.25)$$

где $g_{2кв}$ — стоимость 1 т·м транспорта угля по квершлагу;
по основным штрекам

$$\frac{\Sigma G_{ш.о}}{Z_{гор}} = \frac{\Sigma Z_{п} (\Sigma n^2 / 4) g_{2ш.о}}{\Sigma Z_{п} n_2} = \frac{\Sigma n_2 g_{2ш.о}}{4}, \quad (27.26)$$

где $\Sigma Z_{п}$ — суммарные запасы в одной панели по всем пластам, т; $g_{2ш.о}$ — стоимость 1 т·м транспорта угля по основному штреку;
по бремсбергам

$$\frac{\Sigma G_{6p}}{Z_{гор}} = \frac{\Sigma Z_{яp} x (x - 1) H_{яp} n_2 g_{26p}}{2 \Sigma Z_{яp} x} = \frac{H_{яp} g_{26p}}{2} x - \frac{H_{яp} g_{26p}}{2}, \quad (27.27)$$

где g_{26p} — стоимость 1 т·м транспорта угля по бремсбергу.

Суммарные затраты.

Просуммировав все затраты и произведя некоторые преобразования, получим следующее математическое выражение затрат как функции от x :

$$\frac{\Sigma C}{Z_{гор}} = f(x) = \frac{2 v n_1 \Sigma p'}{A_{ш.г} \Sigma n_2 \Sigma p} [K_{п.р} + K_{о.д} + (\Sigma a / \sin \alpha \pm l'_{кв}) k_{кв.т} + \\ + \Sigma n_2 (n_2 - 1) \Sigma p' \Sigma k_{ш.о} - H_{яp} n_2 \Sigma k_{6p}] \frac{1}{x} + \frac{H_{яp}}{A_{ш.г}} \left\{ \Sigma r_{ств} \sin \alpha + \right.$$

$$\begin{aligned}
& + r_{\text{кв.т}} \cos \alpha + \frac{n_1 \Sigma p'}{\Sigma p} \left(\frac{\Sigma r_{6p}}{2} + \Sigma r_x \right) + A_{\text{ш.г}} [\sin \alpha (g_{2\text{сгв}} + g'_{2\text{сгв}}) + \\
& + \cos \alpha g_{2\text{кв.т}} + \frac{g_{26p}}{2}] \left\} x + \frac{2v n_1 H_{\text{яп}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} S_{\text{п}} n_2 \Sigma p} (\sin \alpha \Sigma k_{\text{сгв}} + \cos \alpha k_{\text{кв.т}} + \right. \\
& + n_2 \Sigma k_{6p} + n_2 \Sigma k_x) + \frac{1}{A_{\text{ш.г}}} \left(\Sigma a r_{\text{кв.т}} / \sin \alpha \pm l'_{\text{кв}} r_{\text{кв.т}} + l_{\text{кв.в}} + r_{\text{кв.в}} + \right. \\
& + \frac{S_{\text{п}} n_1 n_2 \Sigma p' \Sigma r_{\text{ш.о}}}{4 \Sigma p} - \frac{H_{\text{яп}} n_1 \Sigma p' \Sigma r_{6p}}{2 \Sigma p} \left. \right) + \frac{\Sigma a g_{2\text{кв.т}}}{2 \sin \alpha} \pm l'_{\text{кв}} g_{2\text{кв}} + \\
& + \frac{S_{\text{п}} n_2 g_{2\text{ш.о}}}{4} - \frac{H_{\text{яп}} g_{26p}}{2} .
\end{aligned} \quad (27.28)$$

Обозначив постоянные величины при x через C_1 , при $1/x$ через C_2 и свободные от x через C_3 , запишем функцию в общем виде:

$$f(x) = C_1 x + C_2/x + C_3 \rightarrow \min. \quad (27.29)$$

Для отыскания значения аргумента (высота горизонта), обеспечивающего экстремальную величину функции (минимум удельных затрат), можно воспользоваться графическим или аналитическим методом или методом сплошного перебора вариантов с помощью ЭВМ.

Графический метод решения сводится к вычерчиванию при вычисленных значениях C_1 , C_2 и C_3 функции (27.29) в прямоугольных координатных осях x и $f(x)$. Так как функция состоит из трех слагаемых, то вначале вычерчивают график каждого из них в отдельности, а затем, складывая их координаты, строят суммарную кривую, определяя по ней оптимальную высоту горизонта (точнее оптимальное число ярусов в горизонте), а затем и высоту горизонта по формуле (27.10) путем опускания перпендикуляра к оси абсцисс из нижней точки (рис. 27.4).

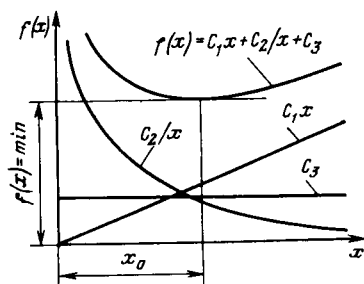


Рис. 27.4. Графический способ определения оптимальной высоты горизонта

Для определения $x_{\text{оп}}$ аналитическим методом возьмем первую производную от $f(x)$ и приравняем ее к нулю.

$$f'(x) = C_1 - C_2/x^2 = 0, \quad (27.30)$$

откуда

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{C_2/C_1}. \quad (27.31)$$

Подставив в выражение (27.31) значения постоянных коэффициентов C_1 и C_2 и произведя необходимые упрощения, получим

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{\frac{2vn_1\Sigma p' [K_{\text{п.п}} + K_{\text{о.д}} + (\Sigma a/\sin \alpha \pm l'_{\text{кв}})k_{\text{кв.т}} + H_{\text{яп}}S_{\text{п}}n_2\Sigma p \{ \Sigma r_{\text{сгв}} \sin \alpha + r_{\text{кв.т}} \cos \alpha + n_1(\Sigma p'/\Sigma p)(\Sigma r_{\text{6p}}/2 + \frac{+ S_{\text{п}}(n_2 - 1) \Sigma p' \Sigma k_{\text{ш.о}} - H_{\text{яп}}n_2 \Sigma k_{\text{6p}}}{+ \Sigma r_{\text{x}}) + A_{\text{ш.г}} [\sin \alpha (g_{2\text{сгв}} + g'_{2\text{сгв}}) + \cos \alpha g_{2\text{кв.т}} + g_{26\text{p}}/2] \}}}{(27.32)}$$

При этажной подготовке $n_1 = n_2 = 1$, тогда

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{\frac{2v\Sigma p' [K_{\text{п.п}} + K_{\text{о.д}} + (\Sigma a/\sin \alpha \pm l'_{\text{кв}})k_{\text{кв.т}} - H_{\text{эт}}S\Sigma p \{ \Sigma r_{\text{сгв}} \sin \alpha + r_{\text{кв.т}} \cos \alpha + (\Sigma p'/\Sigma p)(\Sigma r_{\text{дп}}/2 + \frac{- H_{\text{эт}} \Sigma k_{\text{6p}}}{+ \Sigma r_{\text{x}}) + A_{\text{ш.г}} [\sin \alpha (g_{2\text{сгв}} + g'_{2\text{сгв}}) + \cos \alpha g_{2\text{кв.т}} + g_{26\text{p}}/2] \}}}{(27.33)}$$

Так как $x_{\text{оп}}$ может получиться дробным числом, то его округляют до ближайшего целого числа. При этом увязывают величину $x_{\text{оп}}$ с существующим размером шахтного поля по падению, чтобы число горизонтов было целым.

Определение высоты горизонта для новой шахты. Методика решения задачи остается той же, что и для действующей шахты. Отличие состоит лишь в том, что устанавливается средняя для всего шахтного поля высота горизонта. Наибольшую трудность представляет определение средней длины погоризонтных квершлагов и площади их поперечного сечения, а также расходов на их проведение, поддержание и транспорт по ним.

Для лучшего усвоения задачи решим ее вначале для одного пласта, приняв, что отработка частей шахтного поля по падению ведется только бремсберговыми полями, а последняя часть — уклонным полем; стволы будут закладываться в центре шахтного поля, т. е. суммарная длина погоризонтных квершлагов, располагаемых в висячем боку пласта, будет равна таковой в лежащем боку. О суммарной длине погоризонтных квершлагов при различном числе горизонтов можно судить по схемам, приведенным на рис. 27.5. Математически она будет выражаться следующими формулами:

при четном числе горизонтов

$$\Sigma l_{\text{кв}} = n^2_{\text{гор}} H_{\text{гор}} \cos \alpha / 4 = n^2_{\text{гор}} x H_{\text{яп}} \cos \alpha / 4; \quad (27.34)$$

при нечетном числе горизонтов

$$\Sigma l_{\text{кв}} = (n^2_{\text{гор}} / 4 - 0,25) H_{\text{гор}} \cos \alpha = (n^2_{\text{гор}} / 2 - 0,25) x H_{\text{яп}} \cos \alpha. \quad (27.35)$$

Для упрощения без больших погрешностей можно пользоваться лишь одной формулой (27.34).

Тогда средняя длина горизонтного квершлага в шахтном поле

а

	$n_{гор} = 2$	$n_{гор} = 3$	$n_{гор} = 4$	$n_{гор} = 5$	$n_{гор} = 6$
Схема вскрытия шахтного поля					
Суммарная длина погоризонтных квершлага	$\Sigma l_{кв} = n_{гор} \cos \alpha$	$\Sigma l_{кв} = 2 n_{гор} \cos \alpha$	$\Sigma l_{кв} = 4 n_{гор} \cos \alpha$	$\Sigma l_{кв} = 6 n_{гор} \cos \alpha$	$\Sigma l_{кв} = 9 n_{гор} \cos \alpha$

б

	$n_{гор} = 2$	$n_{гор} = 3$	$n_{гор} = 4$	$n_{гор} = 5$	$n_{гор} = 6$
Схема вскрытия шахтного поля					
Дополнительная длина погоризонтных квершлага (показана пунктирной линией)	$\Sigma l_{кв. доп} = 2 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$	$\Sigma l_{кв. доп} = 4 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$	$\Sigma l_{кв. доп} = 5 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$	$\Sigma l_{кв. доп} = 6 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$	$\Sigma l_{кв. доп} = 7 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$
Расчетная формула	$\Sigma l_{кв. доп} = 2 \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$ $\Sigma l_{кв. доп} = (n_{гор} + 1) \frac{\Sigma a}{2 \sin \alpha}$				

Рис. 27.5. К определению длины погоризонтных квершлага при различном числе горизонтов:

а — для одиночного пласта; б — для свиты пластов

$$l_{\text{кв.ср}} = \Sigma l_{\text{кв}} / n_{\text{гор}} = n^2_{\text{гор}} H_{\text{гор}} \cos \alpha / (4n_{\text{гор}}) = n_{\text{гор}} H_{\text{гор}} \cos \alpha / 4 = H \cos \alpha / 4, \quad (27.36)$$

где H — размер шахтного поля по падению, м.

Удельные затраты на проведение квершлага (для одного горизонта)

$$\frac{K_{\text{кв}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{H \cos \alpha v n_1 \Sigma p' k_{\text{кв}} / 2}{A_{\text{ш,г}} S_{\text{п}} n_2 \Sigma p x} = \frac{v n_1 H \cos \alpha \Sigma p' k_{\text{кв}}}{2 A_{\text{ш,г}} S_{\text{п}} n_2 \Sigma p} \frac{1}{x}. \quad (27.37)$$

Удельные затраты на поддержание квершлагов (транспортного и вентиляционного)

$$\frac{\Sigma R_{\text{кв}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{H \cos \alpha t_{\text{гор}} \Sigma r_{\text{кв}} / 4}{A_{\text{ш,г}} t_{\text{гор}}} = \frac{H \Sigma r_{\text{кв}} \cos \alpha}{4 A_{\text{ш,г}}} \quad (27.38)$$

Удельные затраты на транспортирование угля

$$\frac{G_{\text{кв}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{Z_{\text{гор}} H \cos \alpha g_{2\text{кв}} / 4}{Z_{\text{гор}}} = \frac{H g_{2\text{кв}} \cos \alpha}{4}. \quad (27.39)$$

Просуммировав все затраты, взяв первую производную, приравняв ее к нулю и решив относительно x , получим формулу в конечном виде для определения оптимальной высоты горизонта для новой шахты при одном рабочем пласте:

при панельной подготовке

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{\frac{2v n_1 \Sigma p' \{K_{\text{п,р}} + K_{\text{о,д}} + H \cos \alpha k_{\text{кв}} / 4 + H_{\text{яп}} S_{\text{п}} n_2 \Sigma p \left\{ \Sigma r_{\text{сгв}} \sin \alpha + \frac{n_1 \Sigma p'}{\Sigma p} (\Sigma r_{6\text{р}} / 2 + \Sigma r_{\text{х(ср)}}) + \right. \right.}{+ S_{\text{п}} (n_2 - 1) \Sigma p' \Sigma k_{\text{ш,о}} - H_{\text{яп}} n_2 \Sigma k_{6\text{р}} \left. \right\} + A_{\text{ш,г}} [\sin \alpha (g_{2\text{сгв}} + g'_{2\text{сгв}}) + g_{26\text{р}} / 2] \}}; \quad (27.40)$$

при этажной подготовке

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{\frac{2v \Sigma p' \{K_{\text{пр}} + K_{\text{о,д}} + H_{\text{эт}} S_{\text{п}} \Sigma p \left\{ \Sigma r_{\text{сгв}} \sin \alpha + \frac{\Sigma p'}{\Sigma p} (\Sigma r_{6\text{р}} / 2 + \Sigma r_{\text{х(ср)}}) + \right. \right.}{+ H \cos \alpha k_{\text{кв}} / 4 - H_{\text{эт}} \Sigma k_{6\text{р}} \left. \right\} + A_{\text{ш,г}} [\sin \alpha (g_{2\text{сгв}} + g'_{2\text{сгв}}) + g_{6\text{р}} / 2] \}}. \quad (27.41)$$

Если в шахтном поле залегает свита пластов, то среднюю длину погоризонтных квершлагов можно определить следующим образом.

Предположим, что в шахтном поле размером по падению H залегают два пласта с расстоянием между ними по нормали Σa (см. рис. 27.5, б). Если искусственно посередине между ними ввести фиктивный пласт (показан осевой линией), то суммарная длина погоризонтных квершлагов от главного ствола до этого «пласта» может быть определена по формуле (27.33)

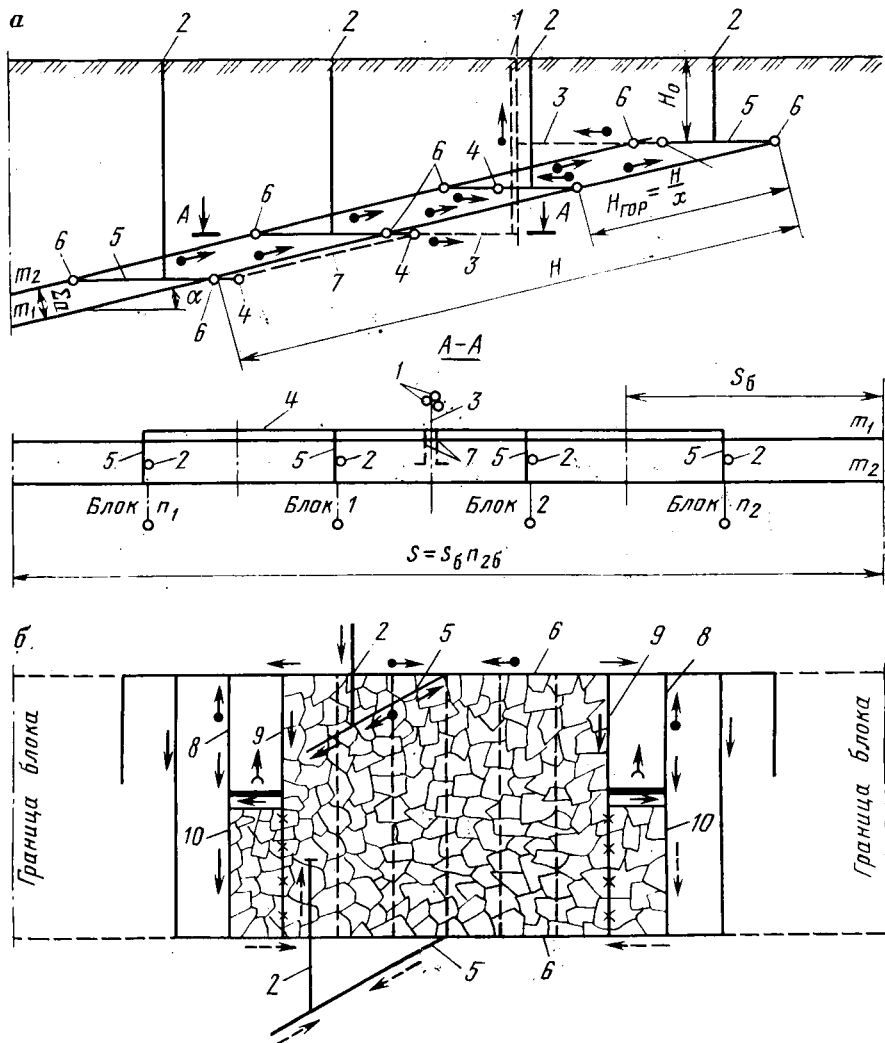


Рис. 27.6. К определению оптимальной высоты горизонта для новой шахты при разделении шахтного поля на блоки и погоризонтной его подготовке:

а — схема вскрытия; б — схема подготовки и система разработки; 1 — главные столбы; 2 — блоковые столбы; 3 — погоризонтные квершлагы; 4 — магистральные штреки; 5 — блоковые квершлагы; 6 — основные пластовые штреки; 7 — капитальный уклон с ходком; 8 — выемочные уклоны; 9 — воздухоподающие ходы; 10 — вентиляционные ходы

$x_{оп}$, исключив в формулах (27.45) и (27.46) в числителе подкоренного выражения слагаемое $\Sigma a / (2 \sin \alpha)$, а в знаменателе вместо $\Sigma a \Sigma r_{кв} / (2H \sin \alpha)$ поставив $\Sigma a \Sigma r_{кв} / (H \sin \alpha)$.

Определение оптимальной высоты горизонта при погоризонтной подготовке шахтного поля. Решим такую задачу для

схемы вскрытия шахтного поля с делением его на блоки (рис. 27.6, а). В каждом блоке имеются воздухоподающий и вентиляционный стволы, причем воздухоподающий ствол используется повторно в качестве вентиляционного при переходе работ на нижележащий горизонт. Лавы — одинарные, подвигаемые по восстанию (рис. 27.6, б).

Введем дополнительные обозначения: x — число горизонтов (точнее, выемочных ступеней) в шахтном поле; наклонная высота горизонта $H_{гор} = H/x$; t_6 и $t_{ст}$ — соответственно время отработки блока и выемочного столба; n_{16} — число одновременно разрабатываемых блоков; принято $n_{16} = 2$; n_{26} — четное число блоков в шахтном поле по простиранию; S_6 — размер блока по простиранию; $l_{ст}$ — ширина вынимаемого столба (при бесцеликовой выемке $l_{ст} = l_n$); $n_{ст}$ — число столбов в блоке, равное $n_{ст} = S_6/l_{ст}$.

Запасы горизонта

$$\begin{aligned} Z_{гор} &= A_{ш.г} t_{гор} = A_{ш.г} t_6 \frac{n_{26}}{n_{16}} = A_{ш.г} t_{ст} \frac{n_{ст}}{2} \frac{\Sigma p}{\Sigma p'} \frac{n_{26}}{n_{16}} = \\ &= A_{ш.г} \frac{H_{гор}}{v} \frac{S_6}{2l_{ст}} \frac{\Sigma p}{\Sigma p'} \frac{n_{26}}{n_{16}} = \frac{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}}{2 v n_{16} l_{ст} \Sigma p' x}, \end{aligned} \quad (27.48)$$

а запасы шахтного поля

$$Z_{ш} = A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26} / (2 v n_{16} l_{ст} \Sigma p'). \quad (27.49)$$

Составим математическую модель удельных затрат на проведение выработок и сооружение объектов.

Удельные затраты на проведение выработок:

СТВОЛОВ

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma k_{ств.г}}{Z_{ш}} &= \frac{H_0 \Sigma k_{ств.г} 2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p'}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \frac{(H/x) \sin \alpha (x-1) \Sigma k_{ств.г} 2 v n_{16} \Sigma p'}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \\ &+ \frac{H_0 n_{26} (x+1) k_{ств.б} 2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p'}{A_{ш.г} H S_6 n_{26} \Sigma p} + \frac{(H/x) \sin \alpha n_{26} x k_{ств.б} 2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p'}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \\ &= \frac{2 v n_{16} H_0 l_{ств} \Sigma p' \Sigma k_{ств.г}}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \frac{2 v n_{16} l_{ств} \sin \alpha \Sigma p' \Sigma k_{ств.г}}{A_{ш.г} S_6 \Sigma p n_{26}} - \\ &- \frac{2 v n_{16} l_{ств} \sin \alpha \Sigma p' \Sigma k_{ств.г}}{A_{ш.г} S_6 \Sigma p n_{26}} \frac{1}{x} + \frac{2 v n_{16} H_0 l_{ств} \Sigma p' k_{ств.б}}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p} x + \\ &+ \frac{2 v n_{16} H_0 l_{ств} \Sigma p' k_{ств.б}}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p} + \frac{2 v n_{16} l_{ств} \sin \alpha \Sigma p' k_{ств.б}}{A_{ш.г} S_6 \Sigma p}, \end{aligned} \quad (27.50)$$

где $\Sigma k_{ств.г}$ — суммарная стоимость проведения 1 м главных стволов; $k_{ств.б}$ — стоимость проведения 1 м блокового ствола; сооружение зданий у блоковых стволов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K_{пов.б}}{Z_{ш}} &= \frac{n_{26} (x+1) K_{пов.б} 2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p'}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p' K_{пов.б}}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p} x + \\ &+ \frac{2 v n_{16} l_{ств} \Sigma p' K_{пов.б}}{A_{ш.г} H S_6 \Sigma p}, \end{aligned} \quad (27.51)$$

где $K_{\text{пов.б}}$ — стоимость сооружения зданий на поверхности у блокового ствола;

сооружение околоствольных дворов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K_{\text{о.д.}}}{Z_{\text{ш}}} &= \frac{x K_{\text{о.д.г}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \frac{n_{26} (x+1) K_{\text{о.д.б}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \\ &= \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' K_{\text{о.д.г}}}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} x + \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' K_{\text{о.д.б}}}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p} x + \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' K_{\text{о.д.б}}}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p}, \end{aligned} \quad (27.52)$$

где $K_{\text{о.д.г}}$ и $K_{\text{о.д.б}}$ — соответственно стоимость сооружения околоствольного двора у главного и блокового стволов; затраты на подготовительные работы к углубке главных стволов можно не учитывать из-за их относительно малого значения при числе углубок, равном $x-2$;

квершлагаов [Главные погоризонтные квершлагаи проводят только на длину от главных стволов до магистральных штреков; суммарную их длину в шахтном поле можно определить по аналогии с рассмотренными при выводе формул (27.43) и (27.44) с той лишь разницей, что эти квершлагаи не проводятся в пределах свиты пластов. Поэтому в формуле (27.43) надо вычесть дополнительную длину квершлагоов. Тогда суммарная длина погоризонтных квершлагоов $\Sigma l_{\text{кв.г}} = x^2 H_{\text{гор}} \cos \alpha / 4 = x H \cos \alpha / 4$. Блоковые квершлагаи проводятся только в пределах свиты пластов на длину, равную $\Sigma a / \sin \alpha$].

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K_{\text{кв}}}{Z_{\text{ш}}} &= \frac{x H \cos \alpha k_{\text{кв.г}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{4 A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \frac{(\Sigma a / \sin \alpha) n_{26} (x+1) k_{\text{кв.б}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \\ &= \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' k_{\text{кв.г}} \cos \alpha}{4 A_{\text{ш.г}} S_6 \Sigma p n_{26}} x + \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' \Sigma a k_{\text{кв.б}}}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p \sin \alpha} x + \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' \Sigma a k_{\text{кв.б}}}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p \sin \alpha}, \end{aligned} \quad (27.53)$$

где $k_{\text{кв.г}}$ и $k_{\text{кв.б}}$ — стоимость проведения 1 м соответственно погоризонтного и блокового квершлагоов;

магистральных штреков [По принятому условию (см. рис. 27.6, а) на каждом горизонте проводят по одному магистральному штреку. Для каждого последующего (после первого) горизонта бывший вентиляционный штрек будет служить в качестве транспортного (за исключением самого нижнего). Поэтому в модели необходимо учесть и затраты на восстановление магистральных штреков]

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma K_{\text{ш.м}}}{Z_{\text{ш}}} &= \frac{S_6 (n_{26} - 1) (x+1) k_{\text{ш.м}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \\ &+ \frac{S_6 (n_{26} - 1) (x-2) k'_{\text{ш.м}} 2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2vn_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' (n_{26} - 1) k_{\text{ш.м}}}{A_{\text{ш.г}} H \Sigma p n_{26}} x + \end{aligned}$$

$$+ \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' (n_{26} - 1) k'_{\text{ш.м}}}{A_{\text{ш.г}} H \Sigma p n_{26}} + \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' (n_{26} - 1) k'_{\text{ш.м}}}{2_{\text{ш.г}} H \Sigma p n_{26}} x - \\ - \frac{4vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' (n_{26} - 1) k'_{\text{ш.м}}}{A_{\text{ш.г}} H \Sigma p n_{26}}, \quad (27.54)$$

где $k_{\text{ш.м}}$ и $k'_{\text{ш.м}}$ — соответственно стоимость проведения и восстановления 1 м магистрального штрека;

основных штреков (с их восстановлением) по пластам

$$\frac{\Sigma K_{\text{ш.о}}}{Z_{\text{ш}}} = \frac{S_6 n_{26} (x + 1) \Sigma k_{\text{ш.о}} 2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} + \\ + \frac{S_6 n_{26} (x - 2) \Sigma k'_{\text{ш.о}} 2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' (\Sigma k_{\text{ш.о}} + \Sigma k'_{\text{ш.о}})}{A_{\text{ш.г}} H \Sigma p} x + \\ + \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' (\Sigma k_{\text{ш.о}} - 2\Sigma k'_{\text{ш.о}})}{A_{\text{ш.г}} H \Sigma p}, \quad (27.55)$$

где $\Sigma k_{\text{ш.о}}$ и $\Sigma k'_{\text{ш.о}}$ — суммарная стоимость соответственно проведения и восстановления 1 м основных штреков по всем пластам;

капитального уклона с ходком [капитальный уклон с ходком необходим для обслуживания уклонной части шахтного поля как при ее подготовке, так и при эксплуатации (доставка оборудования, материалов, а также для целей водоотлива)]

$$\frac{K_{\text{у.к}}}{Z_{\text{ш}}} = \frac{(H/x) \Sigma k_{\text{у.к}} 2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p'}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' \Sigma k_{\text{у.к}}}{A_{\text{ш.г}} S_6 \Sigma p n_{26}} \frac{1}{x}, \quad (27.56)$$

где $\Sigma k_{\text{у.к}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м капитального уклона с ходком;

выемочных уклонов

$$\frac{\Sigma K_{\text{у.в}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{(H/x) (S_6/l_{\text{CT}}) n_{26} \Sigma k_{\text{у.в}} 2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' x}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' \Sigma k_{\text{у.в}}}{A_{\text{ш.г}} \Sigma p}, \quad (27.57)$$

где $\Sigma k_{\text{у.в}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м выемочных уклонов по всем пластам;

выемочных вентиляционных ходков (так как по условию принято, что в качестве вентиляционных ходков служат повторно бывшие уклоны, то учитывать надо только стоимость проведения ходков в первых столбах)

$$\frac{\Sigma K_{\text{х.в}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{(H/x) 2n_{26} \Sigma k_{\text{х.в}} 2vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' x}{A_{\text{ш.г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{4vn_{16}l_{\text{CT}}\Sigma p' \Sigma k_{\text{х.в}}}{A_{\text{ш.г}} \Sigma p}, \quad (27.58)$$

где $\Sigma k_{\text{х.в}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м вентиляционных ходков по всем пластам;

приемных площадок уклонов — не учитываются, так как они учтены в стоимости 1 т·м транспорта по уклонам;

разрезных просек (печей)

$$\frac{\Sigma K_{\text{пр}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{l_{\text{ст}} (S_6/l_{\text{ст}}) n_{26} \Sigma k_{\text{пр}} 2v n_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' x}{A_{\text{ш,г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2v n_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' \Sigma k_{\text{пр}}}{A_{\text{ш,г}} H \Sigma p} x, \quad (27.59)$$

где $\Sigma k_{\text{пр}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м разрезных просек (печей) по всем пластам.

Затраты на монтаж и демонтаж оборудования в лавах

$$\frac{\Sigma K_{\text{м,д}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{(S_6/l_{\text{ст}}) n_{26} \Sigma k_{\text{м,д}} 2v n_{16} l_{\text{ст}} \Sigma p' x}{A_{\text{ш,г}} H S_6 \Sigma p n_{26}} = \frac{2v n_{16} \Sigma p' \Sigma k_{\text{м,д}}}{A_{\text{ш,г}} H \Sigma p} x, \quad (27.60)$$

где $\Sigma k_{\text{м,д}}$ — суммарная стоимость монтажа и демонтажа оборудования в лаве для одного столба по всем пластам, руб.

Затраты на поддержание работ:

стволов (учтем только затраты на поддержание главных стволов, считая, что блоковые стволы служат лишь для целей вентиляции и затраты на их поддержание будут незначительны; если по блоковым стволам будут производиться спуск и подъем людей, материалов и оборудования, то затраты на их поддержание следует учитывать)

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma r_{\text{ств,г}}}{Z_{\text{ш}}} &= \frac{H_0 t_{\text{гор}} x \Sigma r_{\text{ств,г}}}{A_{\text{ш,г}} t_{\text{гор}} x} + \frac{(H/x) \sin \alpha t_{\text{гор}} x (x-1) \Sigma r_{\text{ств,г}}}{2 A_{\text{ш,г}} t_{\text{гор}} x} = \\ &= \frac{H_0 \Sigma r_{\text{ств,г}}}{2 A_{\text{ш,г}}} + \frac{H \sin \alpha \Sigma r_{\text{ств,г}}}{2 A_{\text{ш,г}}} - \frac{H \sin \alpha \Sigma r_{\text{ств,г}}}{2 A_{\text{ш,г}}} \frac{1}{x}, \end{aligned} \quad (27.61)$$

где $\Sigma r_{\text{ств,г}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год главных стволов;

квершлагов

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma r_{\text{кв}}}{Z_{\text{гор}}} &= \frac{(H \cos \alpha/4) t_{\text{гор}} \Sigma r_{\text{кв,г}}}{A_{\text{ш,г}} t_{\text{гор}}} + \frac{(\Sigma a/\sin \alpha) n_{26} t_{\text{гор}} \Sigma r_{\text{кв,б}}}{A_{\text{ш,г}} t_{\text{гор}}} = \\ &= \frac{H \cos \alpha \Sigma r_{\text{кв,г}}}{4 A_{\text{ш,г}}} + \frac{\Sigma a n_{26} \Sigma r_{\text{кв,б}}}{A_{\text{ш,г}} \sin \alpha}, \end{aligned} \quad (27.62)$$

где $\Sigma r_{\text{кв,г}}$ и $\Sigma r_{\text{кв,б}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год соответственно погоризонтных и блоковых квершлагов (вентиляционного и транспортного);

магистральных штреков

$$\frac{\Sigma r_{\text{ш,м}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{S_6 t_6 n_{26} \Sigma r_{\text{ш,м}}}{4 A_{\text{ш,г}} t_6 (n_{26}/n_{16})} = \frac{S_6 n_{16} n_{26} \Sigma r_{\text{ш,м}}}{4 A_{\text{ш,г}}}, \quad (27.63)$$

где $\Sigma r_{\text{ш,м}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год магистральных штреков (транспортного и вентиляционного);

основных пластовых штреков

$$\frac{\Sigma r_{\text{ш,о}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{l_{\text{ст}} t_{\text{ст}} \Sigma r_{\text{ш,о}} S_6 / (4 l_{\text{ст}}) [S_6 / (2 l_{\text{ст}}) + 1] 2 n_{26}}{A_{\text{ш,г}} t_{\text{ст}} [S_6 / (2 l_{\text{ст}})] (\Sigma p / \Sigma p')} = \frac{(S_6 + 2 l_{\text{ст}}) \Sigma r_{\text{ш,о}}}{2 A_{\text{ш,г}} \frac{n_{26}}{n_{16}}}, \quad (27.64)$$

где $\Sigma r_{ш.о}$ — суммарная стоимость «чистого» поддержания 1 м в год основных штреков (транспортного и вентиляционного) по всем пластам;

капитального уклона с ходком

$$\frac{\Sigma R_{y,к}}{Z_{гор}} = \frac{(H/x) t_{гор} \Sigma r_{y,к}}{A_{ш,г} t_{гор}} = \frac{H \Sigma r_{y,к}}{A_{ш,г}} \frac{1}{x}, \quad (27.65)$$

где $\Sigma r_{y,к}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год капитального уклона с ходком;

выемочных уклонов и вентиляционных ходков [согласно принятым условиям (см. рис. 27.6, б) при отработке столба каждый раз поддерживаются в массиве две наклонные выработки. Одна из них изменяет свою длину от H/x до 0, а вторая (будущий уклон, проводимый с опережением на один столб для целей вентиляции) — поддерживается на всю длину H/x в течение срока отработки предыдущего столба. Исключением являются первый и последний столбы в крыле блока: в первом дополнительно поддерживается одна наклонная выработка, изменяющая свою длину от H/x до 0, а в последнем не будет поддерживаться ни одна наклонная выработка. Вентиляционные ходки поддерживаются в выработанном пространстве и служат два срока — вначале для выдачи исходящей струи, а затем для подачи свежего воздуха. Исключение составляет последний ходок в крыле блока, который используется лишь для вывода исходящей струи воздуха]

$$\begin{aligned} \frac{\Sigma R_{yx,в}}{Z_6} &= \\ &= \frac{(H/x)[H/(Vx)]\Sigma r_{y,x,в}[S_6/(2l_{ст})-1]2 + (H/x)[H/(xV)]\Sigma r_{ч,y,в}[S_6/(2l_{ст})-1]2}{A_{ш,г}[H/(xV)][S_6/(2l_{ст})](\Sigma p/\Sigma p')} + \\ &+ \frac{(H/x)[H/(xv)]\Sigma r_{ч,x,в}2[S_6/(2l_{ст})-1]2 + (H/x)[H/(xv)]\Sigma r_{ч,x,в}2}{A_{ш,г}[H/(xv)][S_6/(2l_{ст})](\Sigma p/\Sigma p')} = \\ &= \frac{H[\Sigma r_{ч,y,в}(3S_6 - l_{ст}) + \Sigma r_{y,x,в}(2S_6 - l_{ст})]\Sigma p'}{A_{ш,г}S_6\Sigma p} \frac{1}{x}, \quad (27.66) \end{aligned}$$

где $\Sigma r_{ч,y,в}$ и $\Sigma r_{ч,x,в}$ — суммарная стоимость «чистого» поддержания 1 м в год соответственно уклонов (в массиве угля) вентиляционных ходков (в выработанном пространстве) по всем пластам. Так как значение $l_{ст}$ в числителе формулы (27.66) весьма незначительно по сравнению со значением $2S_6$ (а тем более $3S_6$), то с ю без большой погрешности можно пренебречь для упрощения. Тогда

$$\frac{\Sigma R_{y,x,в}}{Z_6} = \frac{H(3\Sigma r_{ч,y,в} + 2\Sigma r_{ч,x,в})\Sigma p'}{A_{ш,г}\Sigma p} \frac{1}{x}. \quad (27.67)$$

Затраты на транспортирование угля:

по стволам (включая водоотлив)

$$\frac{\Sigma G_{\text{ств}}}{Z_{\text{ш}}} = \frac{Z_{\text{гор}} x H_0 (g_{\text{ч.ств}} + g'_{\text{ч.ств}}) + Z_{\text{гор}} (H/x) \sin \alpha [x(x-1)/2] (g_{\text{ч.ств}} + g'_{\text{ч.ств}})}{Z_{\text{гор}} x} =$$

$$= H_0 (g_{\text{ч.ств}} + g'_{\text{ч.ств}}) + \frac{H \sin \alpha (g_{\text{ч.ств}} + g'_{\text{ч.ств}})}{2} -$$

$$- \frac{H \sin \alpha (g_{\text{ч.ств}} + g'_{\text{ч.ств}})}{2} \frac{1}{x}; \quad (27.68)$$

по квершлагам (в предположении, что один и тот же вид транспорта используется в погоризонтном и блоковом квершлагах)

$$\frac{\Sigma G_{\text{кв}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{Z_{\text{гор}} (H \cos \alpha / 4 + \Sigma a / \sin \alpha) g_{\text{ч.кв}}}{Z_{\text{гор}}} = (H \cos \alpha / 4 + \Sigma a / \sin \alpha) g_{\text{ч.кв}}; \quad (27.69)$$

по магистральным штрекам

$$\frac{\Sigma G_{\text{ш.м}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{Z_6 S_6 (n_{26}^2 / 4) g_{\text{ч.ш.м}}}{Z_6 n_{26}} = S_6 n_{26} g_{\text{ч.ш.м}} / 4; \quad (27.70)$$

по основным штрекам

$$\frac{\Sigma G_{\text{ш.о}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{Z_{\text{ст}} l_{\text{ст}} g_{\text{ч.ш.о}} [S_6 / (4 l_{\text{ст}})] [S_6 / (2 l_{\text{ст}}) + 1] 2 n_{26}}{Z_{\text{ст}} \frac{S_6}{l_{\text{ст}}} n_{26}} =$$

$$= (S_6 + 2 l_{\text{ст}}) g_{\text{ч.ш.о}} / 4; \quad (27.71)$$

по уклонам

$$\frac{G_{\text{у.в}}}{Z_{\text{ств}}} = \frac{Z_{\text{ст}} [H / (2x)] g_{\text{ч.у.в}}}{Z_{\text{ст}}} = \frac{H g_{\text{ч.у.в}}}{2} \frac{1}{x}. \quad (27.72)$$

В формулах (27.68) — (27.72) $g_{\text{ч.ств}}$, $g_{\text{ч.кв}}$, $g_{\text{ч.ш.м}}$, $g_{\text{ч.ш.о}}$ и $g_{\text{ч.у.в}}$ обозначают стоимость «чистого» транспортирования 1 т·м угля соответственно по стволу, квершлагу, магистральному и основному штрекам и выемочному уклону.

Затраты на водоотлив по капитальному уклону

$$\frac{G'_{\text{у.к}}}{Z_{\text{гор}}} = \frac{Z_{\text{гор}} (H/x) g'_{\text{ч.у.к}}}{Z_{\text{гор}}} = H g'_{\text{ч.у.к}} \frac{1}{x}, \quad (27.73)$$

где $g'_{\text{ч.у.к}}$ — стоимость 1 т·м «чистого» водоотлива по капитальному уклону.

Общие затраты. Просуммировав все затраты, взяв первую производную и приравняв ее к нулю, найдем оптимальное число горизонтов в шахтном поле. Общий вид формулы будет такой же, что формулы (27.31). Значения коэффициентов будут следующими:

при делении шахтного поля на блоки

$$C_2 = \frac{2vn_1 l_{CT} \Sigma p'}{A_{ш,г} H \Sigma p} (\Sigma K_{y,к} - \Sigma K_{CTB} \sin \alpha) + \frac{H}{A_{ш,г}} \left[\Sigma r_{y,к} - \frac{\Sigma r_{CTB,г}}{2} + \right. \\ \left. + \frac{(3\Sigma r_{ч,у,в} + 2\Sigma r_{ч,х,в}) \Sigma p'}{\Sigma p} \right] + H \left[\frac{g_{ч,у,в}}{2} + g'_{ч,у,к} - \right. \\ \left. - \frac{\sin \alpha (g_{ч,CTB} - g'_{ч,CTB})}{2} \right]; \quad (27.74)$$

$$C_1 = \frac{2vn_1 l_{CT} \Sigma p'}{A_{ш,г} H \Sigma p} \left\{ \frac{1}{S_6} \left[H_0 K_{CTB,б} + K_{поб,б} + \frac{K_{о,д,г}}{n_{2б}} + K_{о,д,б} + \right. \right. \\ \left. + \frac{H \cos \alpha K_{KB,г}}{4n_{2б}} + \frac{\Sigma a K_{KB,б}}{\sin \alpha} + \frac{S_6 (n_{2б} - 1) (K_{ш,м} + K_{ш,м})}{n_{2б}} + \right. \\ \left. + S_6 (\Sigma K_{ш,о} + \Sigma K'_{ш,о}) \right] + \Sigma K_{пр} + \frac{\Sigma K_{м,д}}{l_{CT}} \left. \right\}; \quad (27.75)$$

без деления шахтного поля на блоки

$$C_2 = \frac{2v l_{CT} \Sigma p'}{A_{ш,г} S \Sigma p} (\Sigma K_{y,к} - \Sigma K_{CTB} \sin \alpha) + \frac{H}{A_{ш,г}} \left[\Sigma r_{y,к} - \frac{\Sigma r_{CTB}}{2} + \right. \\ \left. + \frac{(3\Sigma r_{ч,у,к} + 2\Sigma r_{ч,х,в}) \Sigma p'}{\Sigma p} \right] + H \left[\frac{g_{ч,у,в}}{2} + g'_{ч,у,к} - \right. \\ \left. - \frac{\sin \alpha (g_{ч,CTB} + g'_{ч,CTB})}{2} \right]; \quad (27.76)$$

$$C_1 = \frac{2v l_{CT} \Sigma p'}{A_{ш,г} H \Sigma p} \left\{ \frac{1}{S} \left[K_{о,д} + \frac{H \cos \alpha K_{KB}}{4} + \frac{\Sigma a K_{KB}}{\sin \alpha} + \right. \right. \\ \left. + S (\Sigma K_{ш,о} + \Sigma K'_{ш,о}) \right] + \Sigma K_{пр} + \frac{\Sigma K_{м,д}}{l_{CT}} \left. \right\}. \quad (27.77)$$

Все приведенные в данном разделе формулы для определения оптимальной высоты горизонта справедливы лишь для тех условий (схема вскрытия и подготовки, число выработок, система разработки и др.), для которых они выведены. Понятно, что при изменении этих условий будут изменяться и сами формулы. Следовательно, задача заключается в том, чтобы, усвоив методологические основы решения задачи определения оптимальной высоты горизонта применительно к наиболее общим случаям, научиться самостоятельно выводить формулы и для других условий, встречающихся при проектировании шахт.

27.3. Выбор рационального варианта вскрытия шахтного поля

Вскрытие шахтного поля является одной из главных составных частей технологической схемы шахты в целом, которая предопределяет совместно с подготовкой основные ее плани-

ровочные решения и увязывает в пространстве все технологические процессы.

Выбор вариантов вскрытия шахтного поля необходимо вести в следующем порядке:

сконструировать и выбрать технически целесообразные для заданных условий варианты вскрытия;

определить наивыгоднейшие для каждого из отобранных вариантов вскрытия параметры, в том числе вид транспорта по вскрываемым выработкам, вид крепи, площади поперечных сечений выработок, их число, оптимальную высоту выемочного горизонта;

установить по отобранным вариантам отдельно объемы первоначальных работ на момент пуска шахты и работ будущих лет по периодам их выполнения, а также объемы работ по учитываемым эксплуатационным расходам;

на основании определенных объемов работ подсчитать по стоимостным параметрам капитальные затраты (первоначальные и будущих лет), а также эксплуатационные расходы;

определить время сооружения тех объектов шахты, которыми отличаются сравниваемые варианты вскрытия, и подсчитать экономический эффект для варианта с опережающим пуском шахты;

подсчитать суммарные удельные затраты по вариантам;

на основании экономического сравнения принять наивыгоднейший вариант вскрытия.

Выбор рационального варианта вскрытия шахтного поля осуществляется на основании экономического анализа выбранных наиболее предпочтительных для данных горно-геологических условий вариантов. Критерием для выбора рационального варианта является минимум приведенных затрат на извлечение 1 т промышленных запасов.

Рациональный вариант вскрытия шахтного поля выбирается по следующей блок-схеме (рис. 27.7). Блок 1 содержит рассматриваемые варианты вскрытия. Блок 2 осуществляет ввод исходных данных по одному из принятых к рассмотрению вариантов. Блок 3 определяет параметры варианта вскрытия шахтного поля (число откаточных горизонтов, длину основных и вспомогательных вскрывающих выработок). Блок 4 устанавливает количество воздуха, подаваемого по вскрывающим выработкам. Блок 5 определяет площади поперечного сечения основных и дополнительных вскрывающих выработок исходя из условия размещения транспортных средств и допустимой скорости движения воздуха по выработкам. Блок 6 устанавливает тип основных вскрывающих выработок. Если для вскрытия используются вертикальные выработки, то определяется стоимость их проведения, строительства околоствольного двора, подъема грузов по вертикальным стволам, строительства

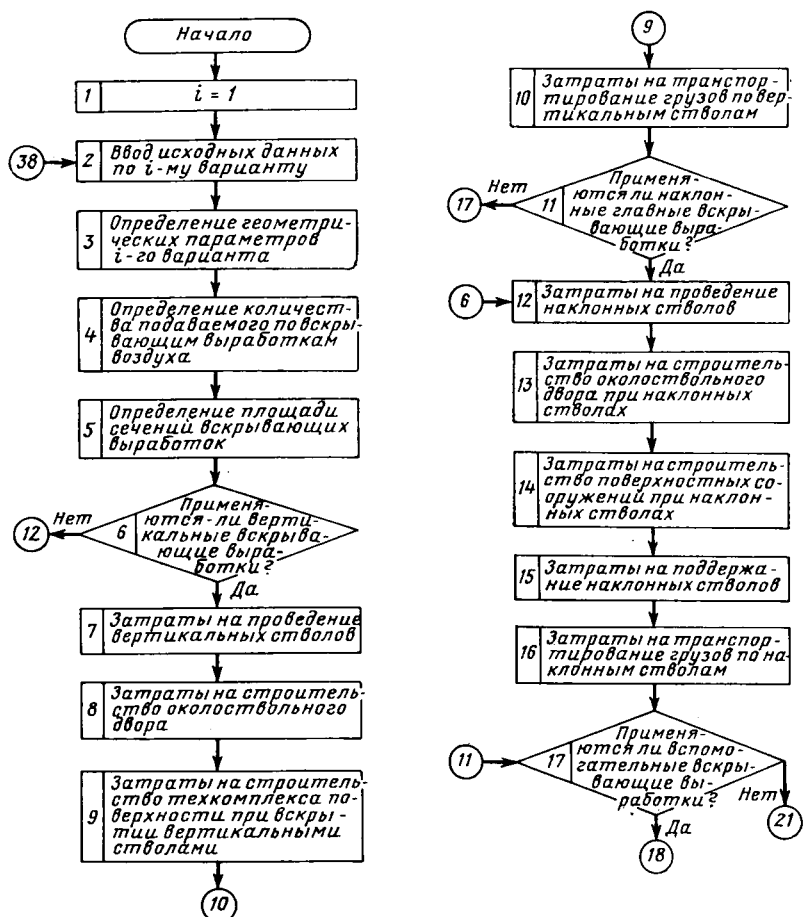
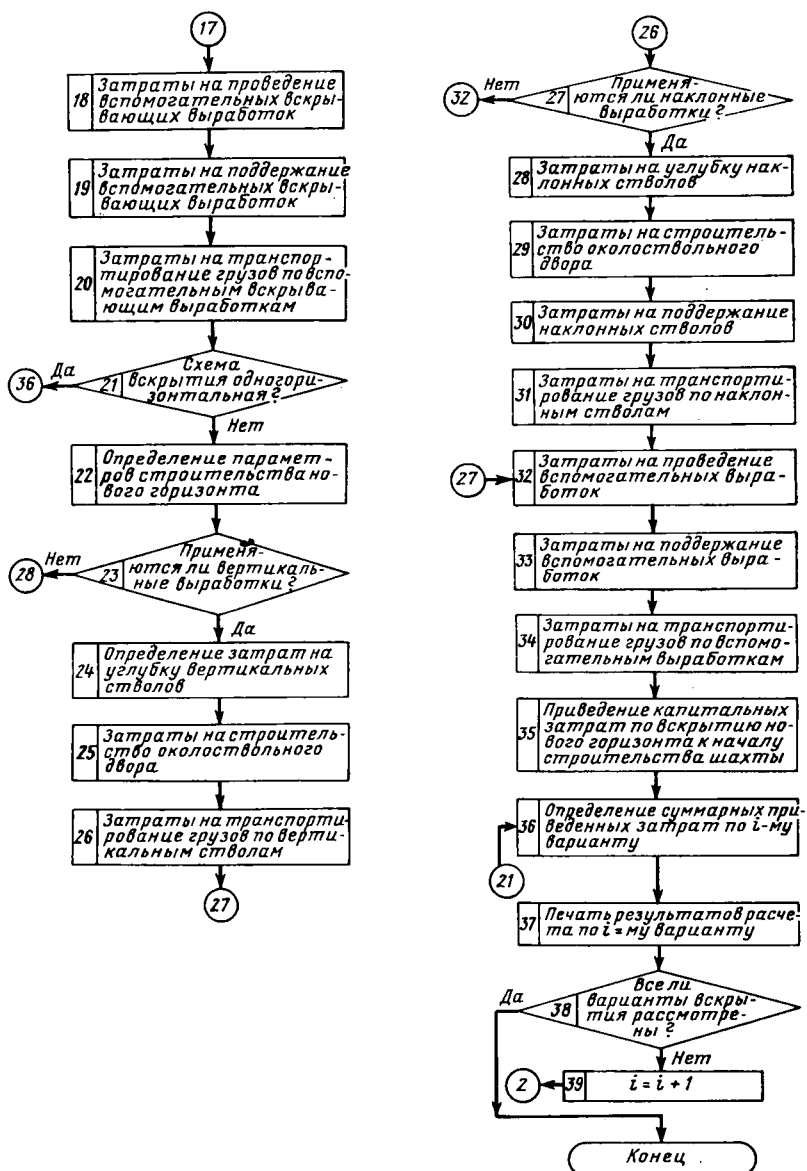


Рис. 27.7. Блок-схема выбора рационального варианта вскрытия шахтного поля

комплекса на поверхности (блоки 7—10). Если для вскрытия шахтного поля применяются наклонные выработки, то определяется стоимость проведения наклонных стволов, строительства околоствольного двора, зданий и сооружений на поверхности, поддержания наклонных стволов и транспортирования грузов по ним (блоки 12—16). Алгоритм предусматривает также определение затрат при комбинированном вскрытии (наклонными и вертикальными стволами) шахтного поля.

Блок 17 определяет наличие вспомогательных вскрывающих выработок. Если они применяются, то находятся стоимость их проведения, поддержания и стоимость транспортирования гру-



зов по ним (блоки 18—20). Блок 21 определяет одну из качественных характеристик вскрытия шахтного поля (число откаточных горизонтов). Если схема вскрытия многогоризонтная, то находятся параметры нового горизонта (высота горизонта, продолжительность строительства) (блок 22). Далее, по аналогии с расчетом стоимости вскрытия первого горизонта уста-

28. ВЫБОР СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ

Для обеспечения запланированной добычи угля, устойчивой и ритмичной работы шахты необходимо иметь определенную линию очистных забоев, под которой понимают суммарную длину всех лав в шахте. Она состоит из действующих, резервно-действующих и резервных забоев.

Резервно-действующими называют забои, которые работают неполное число рабочих смен в сутки. Они предусматриваются для компенсации потерь добычи угля при выходе из строя или вынужденных простоях части действующих лав. По действующим в СССР нормам для обеспечения устойчивой и ритмичной работы шахты число резервно-действующих забоев, работающих одну смену в сутки, должно приниматься:

при разработке пластов в благоприятных горно-геологических условиях — один забой на пять-шесть действующих;

при разработке пластов в сложных и изменяющихся горно-геологических условиях — один забой на три-четыре действующих;

Резервными называют за-
бои, оборудованные и подготов-
ленные к работе, но не работаю-
щие и периодически вводимые в
работу лишь для обновления очист-
ной линии. Резервные забои необ-
ходимо принимать при низком уров-
не механизации очистных работ

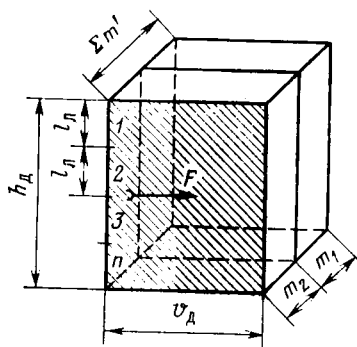


Рис. 28.1. К расчету линии очистных забоев

(отбойные молотки, буровзрывной способ с креплением забоев индивидуальной крепью).

Пологие и наклонные пласты тонкие и средней мощности. Пусть в шахтном поле одновременно разрабатывается несколько пластов и вся добыча обеспечивается только действующими очистными забоями. Тогда годовая добыча шахты будет выражаться формулой, которую можно вывести на основании рис. 28.1:

$$A_{ш.г} = F \Sigma m' \gamma c = h_d v_d \Sigma p' c, \quad (28.1)$$

где F — годовая площадь выемки на одном пласте, м^2 ; $\Sigma m'$ — суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов, м ; γ — средняя плотность угля в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$; c — коэффициент извлечения угля в очистном забое, $c = 0,95 \div 0,97$; h_d — действующая линия очистных забоев на каждом пласте, м ; v_d — годовое продвижение линии действующих очистных забоев, м ; $\Sigma p'$ — суммарная производительность пластов, $\text{т}/\text{м}^2$.

$$v_d = N r n_{ц} \kappa, \quad (28.2)$$

где N — число рабочих дней в году; r — ширина вынимаемой полосы угля в забое за цикл, м ; $n_{ц}$ — число циклов в сутки; κ — коэффициент, учитывающий влияние горно-геологических условий, $\kappa = 0,85 \div 0,95$.

Из формулы (28.1)

$$h_d = A_{ш.г} / (v_d \Sigma p' c). \quad (28.3)$$

Если часть добычи поступает из резервно-действующих забоев, то в формулу (28.3) необходимо ввести поправочный коэффициент, т. е.

$$h_d = A_{ш.г} \kappa'_d / (v_d \Sigma p' c), \quad (28.4)$$

где κ'_d — коэффициент добычи угля из действующих забоев в общешахтной добыче, который может быть выражен как отношение числа лаво-смен в сутки действующих забоев к числу лаво-смен всех очистных забоев (действующих и резервно-действующих).

$$\begin{aligned} \kappa'_d &= \frac{n_{см.д} \Sigma n_{л.д}}{n_{см.д} \Sigma n_{л.д} + n_{см.рез} \Sigma n_{л.рез}} = \\ &= \frac{n_{см.д} (\Sigma n_{л.об} - \Sigma n_{л.рез})}{n_{см.д} (\Sigma n_{л.об} - \Sigma n_{л.рез}) + n_{см.рез} \Sigma n_{л.рез}}, \end{aligned} \quad (28.5)$$

где $n_{см.д}$ и $n_{см.рез}$ — число смен по добыче в сутки соответственно действующих и резервно-действующих забоев (лав); $\Sigma n_{л.д}$ и $\Sigma n_{л.рез}$ — соответственно число действующих и резервно-действующих забоев на шахте; $\Sigma n_{л.об}$ — общее число очистных забоев на шахте, $\Sigma n_{л.об} = \Sigma n_{л.д} + \Sigma n_{л.рез}$.

При трех сменах по добыче угля в благоприятных горно-геологических условиях $\kappa'_d = 0,92 \div 0,94$, в неблагоприятных — $\kappa'_d = 0,86 \div 0,9$. В расчетах следует принимать большие значения κ'_d .

В случае, если часть добычи поступает из подготовительных забоев, формула для определения действующей линии очистных забоев будет иметь вид

$$h_d = A_{ш.г} \kappa_{оч} \kappa'_d / (v_d \Sigma p' c), \quad (28.6)$$

где $\kappa_{оч}$ — коэффициент, учитывающий добычу угля из очистных забоев.

При отработке тонких и средней мощности пластов длинными забоями с проведением подготовительных выработок узким забоем $\kappa_{оч} = 1$, широким — $\kappa_{оч} = 0,9$.

При лавах небольшой длины

$$\kappa_{оч} = l_l / (l_l - \Sigma h_{ш}),$$

где l_l — длина лавы, м; $\Sigma h_{ш}$ — суммарная ширина штреков (или других выработок), примыкающих к лаве, в плоскости пласта, м.

Если скорости подвигания очистных забоев по пластам различны, то необходимо принимать средневзвешенное годовое подвигание забоев в группе одновременно разрабатываемых пластов:

$$v_d = \frac{v_{d1}m_1 + v_{d2}m_2 + \dots + v_{dn}m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (28.7)$$

где v_{d1} , v_{d2} , ..., v_{dn} — годовое подвигание действующих забоев по пластам соответственно с мощностью m_1 , m_2 , ..., m_n , м.

После определения действующей линии очистных забоев по каждому пласту расчет продолжают в следующей последовательности.

Действующая линия очистных забоев (м) по шахте

$$\Sigma h_d = n'_{пл} h_d, \quad (28.8)$$

где $n'_{пл}$ — число одновременно разрабатываемых пластов.

Число действующих забоев по шахте при средней длине лавы l_l

$$\Sigma n_{л.д} = \Sigma h_d / l_l. \quad (28.9)$$

Суммарная длина резервно-действующих забоев на шахте

$$\Sigma h_{рез} = \Sigma n_{л.рез} l_l. \quad (28.10)$$

Общее число забоев по шахте

$$\Sigma n_{я.об} = \Sigma n_{л.д} + \Sigma n_{л.рез}. \quad (28.11)$$

Длина общей линии очистных забоев по шахте

$$\Sigma h_{об} = \Sigma h_{д} + \Sigma h_{рез}. \quad (28.12)$$

Максимально возможная суточная добыча шахты (т) при условии одновременной работы всех действующих и резервно-действующих забоев с полным числом смен по добыче угля

$$A_{ш(мах)} = \Sigma h_{об} v_{сут} p'_{ср} c, \quad (28.13)$$

где $v_{сут}$ — суточное подвигание действующего забоя, м; $p'_{ср}$ — средняя производительность пласта в группе одновременно разрабатываемых пластов, т/м², $p'_{ср} = \Sigma p' / n'_{пл}$.

Коэффициент резерва производственной мощности шахты по очистным работам

$$\kappa_{рез} = A_{ш(мах)} / A_{ш}, \quad (28.14)$$

где $A_{ш}$ — суточная добыча угля на шахте, т.

Среднегодовое подвигание общей линии очистных забоев на шахте

$$v_{об} = N v_{сут} / \kappa_{рез}. \quad (28.15)$$

Такое подвигание надо принимать при построении календарных планов разработки пластов.

Для весьма газоносных пластов суточная нагрузка на очистной забой может ограничиваться по фактору проветривания. В этом случае расчет длины линии очистных забоев выполняются в следующей последовательности. Вначале определяют возможную по фактору проветривания суточную нагрузку на забой $A_{ли}$ по каждому пласту группы. Далее принимают нормативную или рассчитывают оптимальную длину лавы $l_{ли}$ по пластам. Если расстояние между пластами невелико и возможна групповая отработка пластов, то следует по возможности принимать одинаковую длину лавы по всем пластам группы. При значительных расстояниях между пластами, а также в случае подвигания по восстанию (падению) длина лав может быть различна в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий.

Затем рассчитывают суточное подвигание действующих забоев по пластам по формуле

$$v_{сут.i} = A_{ли} / (l_{ли} p_i c_i) \quad (28.16)$$

и годовое подвигание действующей линии очистных забоев

$$v_{дi} = N v_{сут.i} \kappa. \quad (28.17)$$

Если длина лав по пластам принята одинаковой, то расчет продолжают в следующем порядке: определяют длину действующей линии забоев по пластам $h_{д}$ по формуле (28.6) и по шахте $\Sigma h_{д}$ по формуле (28.8); устанавливают общее число дей-

ствующих забоев по шахте $\Sigma n_{л.д}$ по формуле (28.9), принимают число резервных забоев по шахте и т. д., как изложено выше.

Если длина лав по пластам различна, то прежде всего определяют годовые нагрузки на каждый пласт группы по формуле (при условии их равномерной отработки)

$$A_{п.л.г.г} = A_{ш.г} p_i / \Sigma p' \quad (28.18)$$

Далее определяют длину действующей линии очистных забоев и число действующих забоев по пластам и шахте в целом, решают вопрос о числе резервно-действующих забоев и т. д.

В более сложных случаях, например при резком различии пластов по зольности или содержанию серы, расчет добычи по пластам производится из условия обеспечения задаваемого потребителем допустимого содержания золы или серы в отгружаемой шахтой угле.

После определения общего числа очистных забоев по шахте приступают к размещению их в пределах этажа, яруса или высмочной ступени (при погоризонтной подготовке), учитывая в каждом конкретном случае особенности вскрытия, подготовки и системы разработки.

Высоту этажа или яруса устанавливают по формуле

$$H_{эт(ярус)} = n_{л} l_{л} + \Sigma h_{ц} + \Sigma h_{ш}, \quad (28.19)$$

где $n_{л}$ — число лав в этаже или ярусе по линии падения; $\Sigma h_{ц}$ — суммарная ширина целиков в этаже или ярусе по линии падения, оставляемых у транспортных и вентиляционных штреков, а также между этажами и подэтажами или ярусами и подъярусами, м; $\Sigma h_{ш}$ — суммарная ширина штреков, просеков и раскосов в этаже или ярусе в плоскости пласта, м.

Схема к расчету высоты этажа (яруса) приведена на рис. 28.2.

Пример. Определить длину линии очистных забоев, произвести ее размещение в шахтном поле и рассчитать наклонную высоту этажа (яруса) для следующих условий: производственная мощность шахты $A_{ш} = 3$ млн т/год; число разрабатываемых пластов 3, мощностью $m_1 = 0,9$ м; $m_2 = 1,2$ м и $m_3 = 1,6$ м; средняя плотность угля в массиве $\gamma = 1,3$ т/м³; угол падения пластов $\alpha = 17^\circ$; ширина захвата комбайна $r = 0,63$ м; число циклов в сутки $n_{ц} = 6$; число смен по добыче угля 3; длина лавы $l_{л} = 180$ м; горно-геологические условия разработки благоприятные; газоносность пластов незначительная; коэффициент извлечения угля в очистном забое $c = 0,97$.

Поскольку производственная мощность шахты достаточно велика, принимаем к одновременной разработке все три пласта.

Суммарная производительность пластов

$$\Sigma p = (0,9 + 1,2 + 1,6) 1,3 = 4,81 \text{ т/м}^2.$$

Годовое подвигание действующих очистных забоев по формуле (28.2)

$$v_{д} = 330 \cdot 0,63 \cdot 6 \cdot 0,9 = 1020 \text{ м}.$$

Коэффициент добычи угля из действующих очистных забоев $\kappa'_{д}$, определяемый по формуле (28.5), принимаем равным 0,94.

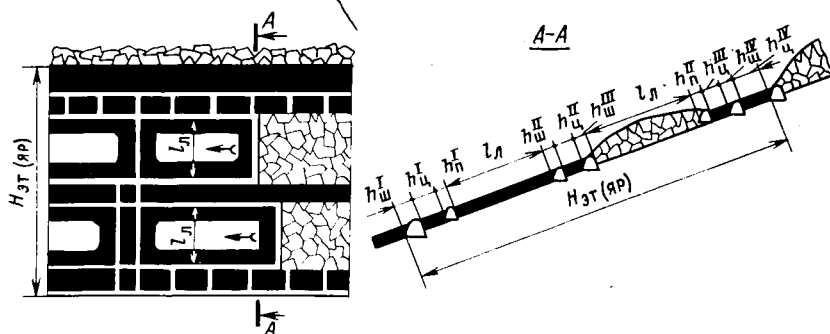


Рис. 28.2. К расчету высоты этажа (яруса)

Действующая линия очистных забоев:
на каждом пласте по формуле (28.6)

$$h_d = 3\,000\,000 \cdot 1 \cdot 0,94 / (1020 \cdot 4,81 \cdot 0,97) = 592 \text{ м},$$

по шахте по формуле (28.8)

$$\Sigma h_d = 3 \cdot 592 = 1776 \text{ м}.$$

Число действующих забоев по шахте по формуле (28.9)

$$\Sigma n_{л.д} = 1776 / 180 = 9,86.$$

Принимаем $\Sigma n_{л.д} = 10$.

Суммарная длина действующей линии очистных забоев (принятая)

$$\Sigma h_d = 10 \cdot 180 = 1800 \text{ м}.$$

Принимаем два резервно-действующих забоя, т. е.

$$\Sigma n_{л.рез} = 2.$$

Суммарная длина резервно-действующей линии забоев

$$\Sigma h_{рез} = 2 \cdot 180 = 360 \text{ м}.$$

Общее число забоев по шахте

$$\Sigma n_{л.об} = 10 + 2 = 12.$$

Длина общей линии очистных забоев по шахте по формуле (28.12)

$$\Sigma h_{об} = 1800 + 360 = 2160 \text{ м}.$$

Максимально возможная суточная добыча шахты при условии одновременной работы всех действующих и резервно-действующих забоев с полным числом смен по добыче угля

$$A_{ш(макс)} = 2160 \cdot 0,63 \cdot 6(4,81/3) \cdot 0,97 = 12\,700 \text{ т}.$$

Коэффициент резерва производственной мощности шахты по очистным работам по формуле (28.14)

$$k_{рез} = 12\,700 / 10\,000 = 1,27.$$

Среднегодовое подвигание общей линии очистных забоев по шахте по формуле (28.15)

$$v_{об} = 300 \cdot 0,63 \cdot 6 / 1,27 = 893 \text{ м}.$$

Поскольку число забоев на каждом пласте составляет 4, то при этажной подготовке в этаже необходимо разместить две лавы путем разделения этажа на два подэтажа. Приняв столбовую систему разработки с доставкой угля на передний участковый бремсберг, при ширине целиков над этажным транспортным и под вентиляционным штреками 25 м, между подэтажами 15 м, между этажами 20 м и средней ширине штреков 3,5 м найдем по формуле (28.19)

$$H_{\text{эт}} = 2 \cdot 180 + (25 + 25 + 15 + 20) + 4 \cdot 3,5 = 459 \text{ м.}$$

Округлив, принимаем $H_{\text{эт}} = 460$ м.

При панельной подготовке все четыре забоя на пласте можно разместить в одной панели с одновременной отработкой двух ярусов, т. е. без разделения яруса на подъярусы. Приняв столбовую систему разработки лав-ярус и ширину междуярусного целика 20 м, получим

$$H_{\text{яр}} = 1 \cdot 180 + 20 + 2 \cdot 4,5 = 209 \text{ м.}$$

Округлив, принимаем $H_{\text{яр}} = 210$ м.

Вопрос о том, какую же схему размещения забоев принять окончательно, необходимо решать путем экономического сравнения вариантов подготовки и системы разработки в каждой схеме.

Тонкие и средней мощности крутые пласты. Расчет длины линии очистных забоев для крутых пластов, характеризующихся специфическими особенностями разработки, следует начинать с выбора высоты этажа, которая не рассчитывается, как для пологих и наклонных пластов, а принимается из условия безопасности работ, передвижения людей и удобства обслуживания забоев. Как правило, вертикальная высота этажа $H_{\text{эт.в}}$ на практике принимается в пределах 100—130 м и редко бывает большей. Наклонная высота этажа определяется по формуле

$$H_{\text{эт}} = H_{\text{эт.в}} / \sin \alpha, \quad (28.20)$$

где α — угол падения пластов, градус.

Поскольку известна высота этажа, то можно легко определить длину действующей линии очистных забоев на каждом пласте. При этажной подготовке шахтного поля

$$h_{\text{д}} = 2(H_{\text{эт}} - \Sigma h_{\text{ц}}), \quad (28.21)$$

где $\Sigma h_{\text{ц}}$ — суммарная ширина целиков в этаже по падению, оставляемых у откаточного и вентиляционного штреков, м.

Ширина целиков по отдельным пластам может существенно отличаться, а в некоторых случаях целики вообще могут отсутствовать. Поэтому в расчетах следует принимать средневзвешенную ширину целиков

$$\Sigma h_{\text{ц}} = \frac{\Sigma h_{\text{ц}1}m_1 + \Sigma h_{\text{ц}2}m_2 + \dots + \Sigma h_{\text{ц}n}m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (28.22)$$

где $\Sigma h_{\text{ц}1}$, $\Sigma h_{\text{ц}2}$, ..., $\Sigma h_{\text{ц}n}$ — суммарная ширина целиков по отдельным пластам соответственно мощностью m_1 , m_2 , ..., m_n , м.

Если задана производственная мощность шахты, то раньше

находят суммарную производительность одновременно разрабатываемых пластов, а затем из формулы (28.3) устанавливают

$$\Sigma p' = A_{\text{ш.г.}} / (v_d h_d c). \quad (28.23)$$

Далее расчет продолжают в следующей последовательности. Коэффициент одновременности разработки пластов

$$\kappa_{\text{од}} = \Sigma p' / \Sigma p. \quad (28.24)$$

Число одновременно разрабатываемых пластов

$$n'_{\text{пл}} = \kappa_{\text{од}} n_{\text{пл}}. \quad (28.25)$$

Суммарная длина действующей линии очистных забоев

$$\Sigma h_d = 2n'_{\text{пл}} (H_{\text{эт}} - \Sigma h_{\text{ц}}). \quad (28.26)$$

Число действующих забоев

$$\Sigma n_{\text{л.д}} = 2n'_{\text{пл}}. \quad (28.27)$$

Число резервных забоев

$$\Sigma n_{\text{л.рез}} = \Sigma n_{\text{л.д}} (\kappa'_{\text{рез}} - 1), \quad (28.28)$$

где $\kappa'_{\text{рез}}$ — коэффициент резерва очистных забоев, принимаемый в СССР равным 1,15—1,2.

Суммарная длина резервной линии забоев

$$\Sigma h_{\text{рез}} = \Sigma n_{\text{л.рез}} (H_{\text{эт}} - \Sigma h_{\text{ц}}). \quad (28.29)$$

Суммарная длина общей линии забоев по шахте

$$\Sigma h_{\text{об}} = \Sigma h_d + \Sigma h_{\text{рез}}. \quad (28.30)$$

Общее число забоев по шахте

$$\Sigma n_{\text{л.об}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{л.рез}}. \quad (28.31)$$

Фактический коэффициент резерва очистных забоев

$$\kappa_{\text{рез}} = \Sigma n_{\text{л.об}} / \Sigma n_{\text{л.д}}. \quad (28.32)$$

Среднегодовое подвигание общей линии очистных забоев

$$v_{\text{об}} = v_d / \kappa_{\text{рез}}. \quad (28.33)$$

В том случае, если производственная мощность шахты не задана, необходимо ее определить проектом. На крутых пластах она может ограничиваться нормативным сроком службы горизонта (не менее 10 лет), а также регламентированным числом одновременно разрабатываемых пластов, которое должно составлять не более 70—75% их общего числа, а при наличии более 50% пластов, опасных по выбросам угля и газа, — не более 60% их числа.

Возможная производственная мощность шахты (т/год) из условия обеспечения нормативного срока службы горизонта $t_{\text{гор.н}}$ (лет)

$$A'_{\text{ш.г}} \leq Z_{\text{гор}} / [t_{\text{гор.н}} - t_{\text{разв}} - t_{\text{зат}}], \quad (28.34)$$

где $Z_{\text{гор}}$ — промышленные запасы горизонта, т; $t_{\text{разв}}$ и $t_{\text{зат}}$ — соответственно длительность развития и затухания добычи угля на горизонте, лет; суммарно она ориентировочно может быть принята равной 2—3 года, более точно устанавливается путем построения календарного плана разработки пластов на горизонте.

Возможная производственная мощность шахты из условия ограничения числа одновременно разрабатываемых пластов

$$A''_{\text{ш.г}} \leq 2 (H_{\text{эт}} - \Sigma h_{\text{ц}}) v_{\text{д}} \Sigma \rho \kappa'_{\text{одс}}, \quad (28.35)$$

где $\kappa'_{\text{од}}$ — регламентированный коэффициент одновременности разработки пластов, $\kappa'_{\text{од}} \leq 0,6 \div 0,75$.

Рассчитанную по формулам (28.34) и (28.35) возможную производственную мощность шахты округляют в меньшую сторону до ближайшей стандартной $A_{\text{ш.г}}$.

Пример. Определить действующую, резервную и общую длину линии очистных забоев для следующих условий: число разрабатываемых пластов $n_{\text{пл}} = 14$; их мощности $m_1 = m_3 = m_9 = m_{13} = 0,9$ м, $m_2 = m_7 = m_8 = 1,2$ м, $m_4 = m_5 = m_{10} = m_{14} = 0,8$ м, $m_{12} = m_6 = m_{11} = 1,5$; угол падения пластов $\alpha = 65^\circ$; средняя плотность угля в массиве $\gamma = 1,3$ т/м³; ширина целиков угля над откаточными штреками пластов $m_2, m_3, m_4, m_6, m_7, m_{10}$ и m_{14} равна 8 м, под вентиляционными штреками пластов $m_2, m_5, m_8, m_{11}, m_{12}$ и m_{13} — 6 м; коэффициент извлечения угля в очистных забоях $c = 0,94$, а по шахте $c_{\text{ш}} = 0,85$; среднегодовое продвижение действующей линии очистных забоев $v = 580$ м; размер шахтного поля по простиранию $S = 6000$ м, по падению (по вертикали) — $H_{\text{в}} = 1200$ м; восемь пластов опасны по выбросам угля и газа; подготовка шахтного поля — этажная.

Принимаем вертикальную высоту этажа $H_{\text{эт.в}} = 120$ м, увязав ее с размером шахтного поля по падению.

Число этажей в шахтном поле

$$n_{\text{эт}} = H_{\text{в}} / H_{\text{эт.в}} = 1200 / 120 = 10.$$

Наклонная высота этажа

$$H_{\text{эт}} = 120 / \sin 65^\circ = 120 / 0,906 = 132 \text{ м.}$$

Суммарная производительность пластов

$$\Sigma \rho = (4 \cdot 0,9 + 3 \cdot 1,2 + 4 \cdot 0,8 + 3 \cdot 1,5) \cdot 1,3 = 19,4 \text{ т/м}^2.$$

Суммарная средневзвешенная ширина целиков в этаже

$$\begin{aligned} \Sigma h_{\text{ц}} &= \frac{0 \cdot 0,9 + 14 \cdot 1,2 + 8 \cdot 0,9 + 8 \cdot 0,8 + 6 \cdot 0,8 + 8 \cdot 1,5 +}{0,9 + 1,2 + 0,9 + 0,8 + 0,8 + 1,5 + 1,2 + 1,2 +} \rightarrow \\ &\rightarrow \frac{+ 8 \cdot 1,2 + 6 \cdot 1,2 + 0 \cdot 0,9 + 8 \cdot 0,8 + 6 \cdot 1,5 + 6 \cdot 1,5 + 6 \cdot 0,9 + 8 \cdot 0,8}{+ 0,9 + 0,8 + 1,5 + 1,5 + 0,9 + 0,8} = 6,7 \text{ м.} \end{aligned}$$

Поскольку в условиях не задана производственная мощность шахты, определим ее.

Промышленные запасы горизонта

$$Z_{\text{гор}} = SH_{\text{эт}} \Sigma p_{\text{сш}} = 6000 \cdot 132 \cdot 19,4 \cdot 0,85 = 13\,040 \text{ тыс. т.}$$

Возможная производственная мощность шахты:

из условия обеспечения нормативного срока службы горизонта по формуле (28.34)

$$A'_{\text{ш.г}} \leq 130\,400\,000 / (10 - 3) = 1863 \text{ тыс. т/год;}$$

из условия ограничения числа одновременно разрабатываемых пластов по формуле (28.35)

$$A''_{\text{ш.г}} \leq 2(132 - 6,7) 580 \cdot 19,4 \cdot 0,6 \cdot 0,94 = 1590 \text{ тыс. т.}$$

Принимаем ближайшую меньшую стандартную мощность шахты

$$A_{\text{ш.г}} = 1500 \text{ тыс. т/год или } A_{\text{ш}} = 5 \text{ тыс. т/сут.}$$

Длина действующей линии очистных забоев на каждом пласте по формуле (28.21)

$$h_{\text{д}} = 2(132 - 6,7) \approx 250 \text{ м.}$$

Суммарная производительность одновременно разрабатываемых пластов по формуле (28.23)

$$\Sigma p' = 1\,500\,000 / (580 \cdot 250 \cdot 0,94) = 11 \text{ т/м}^2.$$

Коэффициент одновременности разработки пластов по формуле (28.24)

$$k_{\text{од}} = 11 / 19,4 = 0,57.$$

Число одновременно разрабатываемых пластов по формуле (28.25)

$$n'_{\text{пл}} = 0,57 \cdot 14 = 7,98 \approx 8.$$

Суммарная длина действующей линии очистных забоев по формуле (28.26)

$$\Sigma h_{\text{д}} = 2 \cdot 8(132 - 6,7) = 2005 \text{ м.}$$

Число действующих забоев по формуле (28.27)

$$\Sigma n_{\text{л.д}} = 2 \cdot 8 = 16.$$

Число резервных забоев по формуле (28.28)

$$\Sigma n_{\text{л.рез}} = 16[(1,15 \div 1,2) - 1] = 2,4 \div 3; \quad \Sigma n_{\text{л.рез}} = 3.$$

Суммарная длина резервной линии забоев по формуле (28.29)

$$\Sigma h_{\text{рез}} = 3(132 - 6,7) = 376 \text{ м.}$$

Суммарная длина общей линии очистных забоев по шахте по формуле (28.30)

$$\Sigma h_{\text{об}} = 2005 + 376 = 2381 \text{ м.}$$

Общее число забоев по шахте по формуле (28.31)

$$\Sigma n_{\text{л.об}} = 16 + 3 = 19.$$

Фактический коэффициент резерва очистных забоев по формуле (28.32)

$$k_{\text{рез}} = 19 / 16 = 1,19.$$

Среднегодовое подвигание общей линии очистных забоев по формуле (28.33)

$$v_{\text{об}} = 580 / 1,19 = 487 \text{ м.}$$

28.2. Определение размера панели по простиранию

Для расчета размеров панели по простиранию применяются различные методы. Наиболее распространенный из них — метод вариантов, сущность которого заключается в следующем.

Для конкретного месторождения намечается несколько технически приемлемых размеров панели по простиранию, отличающихся на 300—500 м. Далее по всем вариантам определяются затраты на проведение комплекса выработок в пределах панели, монтажно-демонтажные работы, поддержание ярусных штреков в период их проведения и во время ведения очистных работ, а также затраты на транспортирование угля по штрекам. Затраты на проведение ярусных штреков, поддержание наклонных выработок и транспортирование угля по наклонным выработкам к расчету не принимаются, так как они практически не зависят от размеров панели по простиранию.

В общем виде сумма учтенных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов в пределах панели, как функция размера панели по простиранию выражается уравнением

$$\Sigma C = C_1 + C_2 + \dots + C_n,$$

где $C_1, C_2, \dots, C_n$ — затраты на проведение комплекса выработок в пределах панели, монтажно-демонтажные работы и т. д.

По данным расчета строится график зависимости суммарных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов, от длины панели (рис. 28.3). Оптимальным размером панели по простиранию считается тот, при котором сумма учтенных затрат, отнесенная на 1 т промышленных запасов, будет наименьшей. Окончательно размер панели корректируется так, чтобы в шахтном поле можно было разместить целое число панелей.

28.3. Выбор схемы подготовки шахтного поля

Выбор схемы подготовки шахтного поля, ее параметров и конструктивных элементов относится к основным технико-экономическим вопросам, решаемым при проектировании новых шахт и горизонтов и планировании горных работ на действующих угольных шахтах. Неправильное решение этого вопроса ведет к удорожанию добычи 1 т угля, значительному увеличению первоначальных капитальных затрат на строительство шахт, ухудшению условий поддержания выработок, увеличению пожароопасности и другим неблагоприятным последствиям.

Решение задачи предполагает определение экономически целесообразной схемы подготовки и порядка отработки частей шахтного поля и пластов при рациональных схемах и парамет-

рах технологического участка, а также установление влияния последних на характер изменения приведенных затрат. Наряду с этим требуется найти такую рациональную высоту выемочной ступени (горизонта), при которой сумма приведенных затрат на проведение выработки, их поддержание, транспортирование угля и другие работы минимальна.

Рациональная высота выемочной ступени (горизонта) шахтного поля находится путем исследования на минимум стоимостной нелинейной функции вида

$$C_{\text{пр}} = \Phi(\bar{y}, \bar{x}) \rightarrow \min,$$

где $\bar{y}$ — вектор горно-геологических и горнотехнических характеристик; $\bar{x}$ — вектор оптимизируемой характеристики, в данном случае высоты выемочной ступени (горизонта) шахтного поля.

Выбор схемы подготовки и порядка отработки частей шахтного поля осуществляется исходя из горно-геологических и горнотехнических условий месторождения, схемы технологического участка, способа транспортирования угля, материалов, оборудования и людей и задач по обеспечению заданного объема добычи.

Приведенные затраты по подготовке шахтного поля включают затраты:

эксплуатационные — на внутрилавные работы, проведение и поддержание горизонтальных и наклонных участков подготовительных выработок, транспортирование по ним угля, материалов, оборудования и людей, на вентиляцию и др.;

капитальные — на оборудование и его монтаж в очистных забоях, проведение горизонтальных и наклонных выработок, оборудование подготовительных выработок, проводимых в период эксплуатации шахты, оборудование подземного транспорта (локомотивный транспорт, концевая откатка, монорельсовый транспорт, конвейерный транспорт), на транспортирование породы в период строительства шахты, горные работы исключительно или преимущественно для целей вентиляции и др.

Экономико-математическая модель задачи выбора схемы подготовки шахтного поля и ее параметров может быть охарактеризована как математическое выражение суммы учитываемых

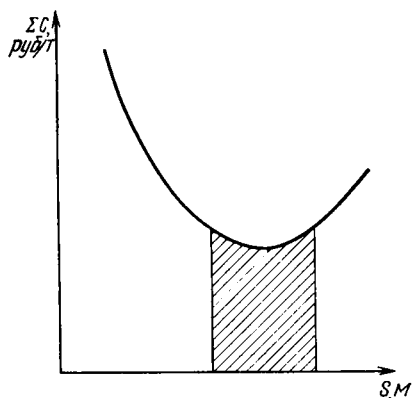


Рис. 28.3. Зависимость суммарных учетных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов, от длины панели

затрат, которые зависят от схемы подготовки и определяются за весь срок существования шахты, отнесенных к 1 т угля.

Задача выбора подготовки шахтного поля решается методом системно-структурного поиска рациональной схемы подготовки шахтного поля.

Первоначально ведется конструирование допустимых вариантов схем подготовки из элементов, совместимых с горно-геологическими условиями (за исключением вариантов комбинаций, в которые входят несовместимые сочетания качественных решений).

После этого ведется технико-экономическая оценка допустимых вариантов с применением ЭВМ, на основании чего устанавливается рациональная схема подготовки шахтного поля с оптимальными характеристиками.

Функция цели экономико-математической модели выбора схемы подготовки шахтного поля имеет вид

$$C_{\text{пр } i} = C_{\text{л } i} + C'_{\text{пр } i} + C_{\text{под } i} + C_{\text{тр } i} + C_{\text{в } i} + (E_{\text{н}}/A_{\text{ш.г}}) \times \\ \times [K_{\text{перв } i} (1 + E_{\text{н.п}})^{t_{\text{стр}}/2} + (\Sigma K_{\text{бл } i}) / (1 + E_{\text{н.п}})^{t_i}] + (E_{\text{н}}K) / A_{\text{ш.г}} \times \\ \times (1/c - 1) \rightarrow \min,$$

где $C_{\text{пр } i}$ — суммарные удельные приведенные затраты по i -му варианту; $C_{\text{л } i}$ — суммарные эксплуатационные затраты в очистных забоях; $C'_{\text{пр } i}$ — суммарные эксплуатационные затраты на проведение горизонтальных и наклонных выработок; $C_{\text{под } i}$ — суммарные эксплуатационные затраты на поддержание горизонтальных и наклонных выработок; $C_{\text{тр } i}$ — суммарные эксплуатационные затраты на транспортирование угля, материалов, оборудования и людей; $C_{\text{в } i}$ — стоимость электроэнергии, расходуемой вентиляторами на проветривание очистных и подготовительных забоев; $K_{\text{перв } i}$, $K_{\text{бл } i}$ — капитальные затраты (соответственно первоначальные и будущих лет) на подготовку шахтного поля; $E_{\text{н}}$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; $A_{\text{ш.г}}$ — годовая производственная мощность шахты, т; $E_{\text{н.п}}$ — нормативный коэффициент приведения разновременных затрат, $E_{\text{н.п}} = 0,08$; $t_{\text{стр}}$ — продолжительность подготовки шахтного поля, лет; t_i — период приведения капитальных затрат, лет; K — стоимость основных фондов шахты мощностью $A_{\text{ш.г}}$, руб.; c — коэффициент извлечения запасов, выявляемый прямым подсчетом по масштабному чертежу.

На область допустимых значений функции накладываются следующие ограничения:

по объему капитальных вложений и эксплуатационных расходов

$$\sum_{i=1}^m K_i x_i \leq K_3; \quad \sum_{i=1}^m c_i x_i \leq c;$$

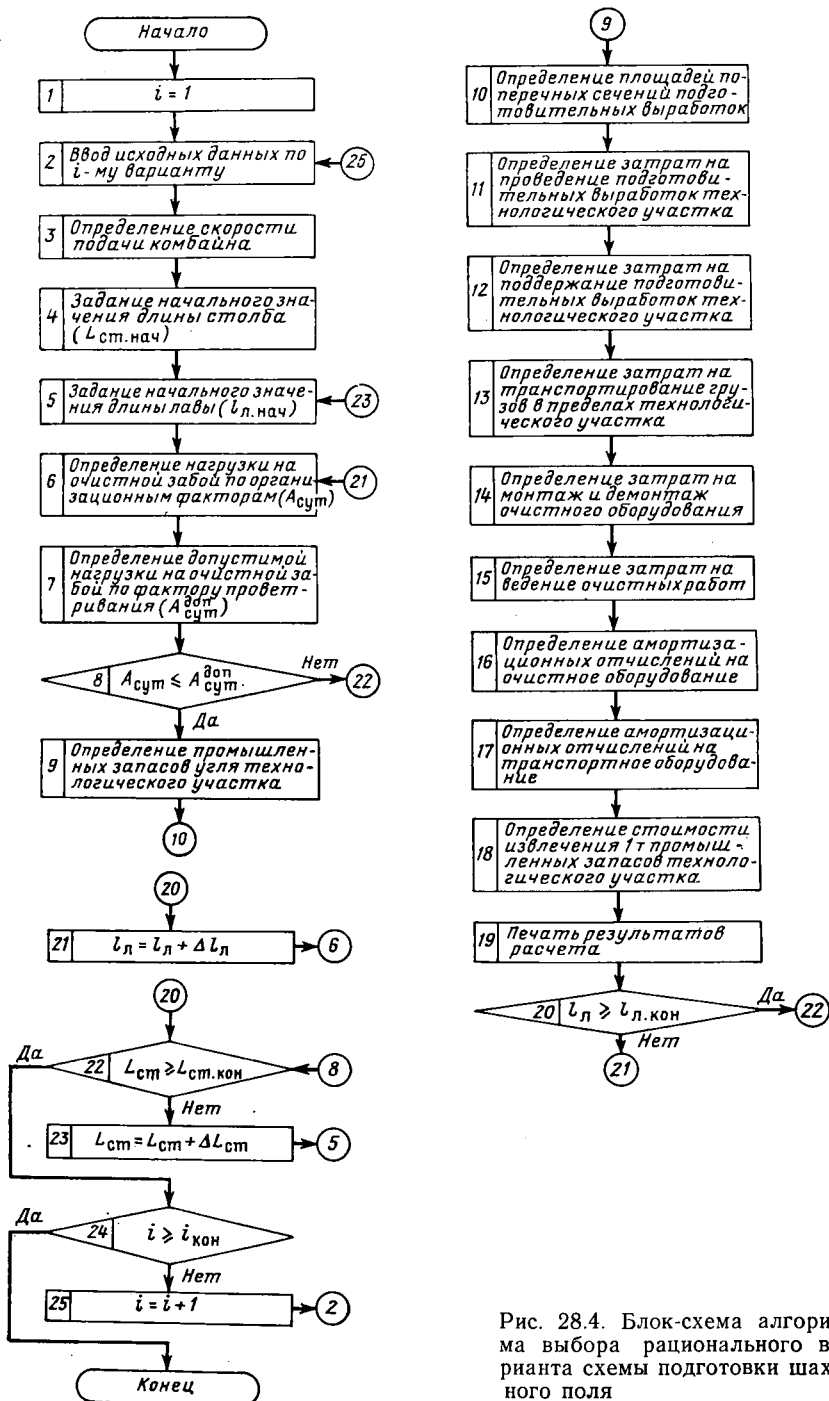


Рис. 28.4. Блок-схема алгоритма выбора рационального варианта схемы подготовки шахтного поля

по допустимой нагрузке на очистной забой и шахту

$$A_{\text{оч.п}} \geq A_{\text{оч}i} x_i \geq A_{\text{оч.ср}}; \quad A_{\text{ш}i} x_i \geq A_{\text{ш.ср}};$$

по допустимым площадям сечений горных выработок

$$F_{i \max} \geq F_i x_i \geq \max \{F_{i \text{тр}}, F_{iv}\};$$

по альтернативности принимаемых решений

$$x_i = \begin{cases} 0 \\ 1 \end{cases},$$

где K_i — капитальные затраты на осуществление i -го варианта; x_i — символ принятия i -го варианта; K_3 — заданный объем эксплуатационных расходов; c_i — эксплуатационные расходы на функционирование i -го варианта; $A_{\text{оч.г}}$ — допустимая по газовому фактору нагрузка на очистной забой в i -м варианте, т/сут; $A_{\text{оч}i}$ — нагрузка на очистной забой в i -м варианте, т/сут; $A_{\text{оч.ср}}$ — среднесуточная нагрузка на очистной забой в данном угольном районе, т/сут; $A_{\text{ш}i}$ — производственная мощность шахты в i -м варианте, т/сут; $A_{\text{ш.ср}}$ — среднесуточная производственная мощность шахты в данном угольном районе, т/сут; $F_{i \max}$ — максимальная площадь поперечного сечения выработки, обусловленная возможностями проходческой техники, м²; F_i — площадь поперечного сечения одиночной протяженной выработки i -го варианта, м²; $F_{i \text{тр}}$ — площадь поперечного сечения выработки, установленная по габаритам транспортных средств, м²; F_{iv} — площадь поперечного сечения выработки, установленная по скорости проходящего по ней воздуха, м².

Принципиальную структуру экономико-математической модели, предназначенной для выбора рациональной схемы подготовки шахтного поля, определяет целевая функция с системой ограничений и номенклатурой входных и выходных переменных.

Блок-схема алгоритма выбора рациональной схемы подготовки шахтного поля приведена на рис. 28.4.

29. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УЧАСТКА. ВЫБОР СХЕМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО УЧАСТКА

29.1. Определение оптимальной длины лавы и скорости подвигания забоя по экономическим факторам

Длина лавы и скорость ее подвигания тесно связаны между собой, так как они совместно предопределяют нагрузку на забой. Поэтому их оптимальные параметры также должны определяться совместно.

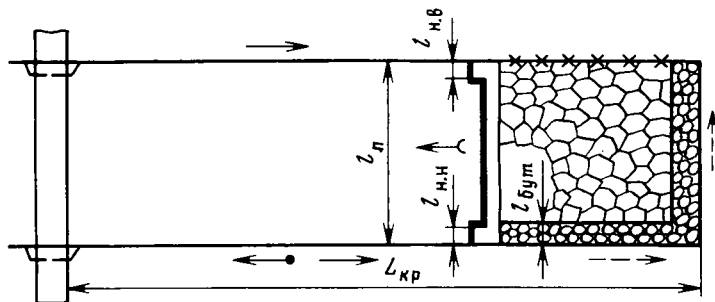


Рис. 29.1. К расчету оптимальной линии лавы, оборудованной механизированным комплексом оборудования

Известно несколько методов решения этой задачи. Наиболее логичен метод, предложенный В. М. Зыковым (СССР). Он состоит в том, что расчет ведется по максимально возможной по техническим факторам нагрузке на забой $A_{л}$, а так как $A_{л} = l_{л} v_{сут} \rho c$, то достаточно найти оптимальное значение только одной величины, например $l_{л}$. Значение же второй величины $v_{сут}$ определится из выражения

$$v_{сут} = A_{л} / (l_{л} \rho c). \quad (29.1)$$

Решение задачи — обычное для аналитического метода: математически это сумма удельных расходов как функция от длины лавы. Затем берется первая производная и приравнивается нулю. Из полученного уравнения находится оптимальная длина лавы, которая соответствует минимуму затрат на 1 т запасов обрабатываемого столба.

Вывод формулы произведем для лавы, оборудованной механизированным комплексом (рис. 29.1). Система разработки — столбовая с повторным использованием транспортного штрека в качестве вентиляционного. Схема проветривания участка — прямоточная с подсвежением струи.

Выразим расходы на 1 т добычи как функцию длины лавы, т. е. $\Sigma C = f(l_{л})$, которые состоят из расходов на заработную плату рабочих, обслуживающих лаву, и расходов на амортизацию оборудования, проведение и поддержание выработок.

Расходы на заработную плату. К ним относятся затраты на оплату труда по видам работ, выполняемых в очистном забое и на смежных с ним звеньях в подготовительных выработках. Расчет производится по формуле

$$c_i = Q_i R_i / (N_i A_{л}), \quad (29.2)$$

где Q_i — суточный объем i -й работы; R_i — полная тарифная ставка рабочего, выполняющего i -ю работу, со всеми видами начислений; N_i — норма выработки по i -й работе.

В нашем случае расходы на заработную плату складываются из затрат на следующие виды работ: выемка угля механизированным комплексом c_b ; выемка угля в нишах c_n ; перебивка крепи в нишах и на сопряжении лавы со штреком $c_{пер}$; выкладка бутовой полосы над конвейерным штреком $c_{бут}$; погашение воздухоподающего штрека $c_{пог.ш}$; обслуживание лавы и ремонт оборудования $c_{о.р}$; монтаж и демонтаж механизированного комплекса $c_{м.д.}$.

Выемка угля комплексом

$$c_b = (l_n - \Sigma l_n) v_{сут} p c [R_1 + (n_t - 1) R_2] / (N_b A_n) = l_n v_{сут} p c [R_1 + (n_t - 1) R_2] / (N_b l_n v_{сут} p c) - \Sigma l_n v_{сут} p c [R_1 + (n_t - 1) R_2] / (N_b l_n p c) = [R_1 + (n_t - 1) R_2] / N_b - \Sigma l_n [R_1 + (n_t - 1) R_2] / (N_b l_n), \quad (29.3)$$

где Σl_n — суммарная длина ниш, м; $\Sigma l_n = l_{н.в} + l_{н.н}$ ($l_{н.в}$, $l_{н.н}$ — соответственно длина верхней и нижней ниш); p — производительность пласта, т/м²; c — коэффициент извлечения угля в лаве; R_1 и R_2 — полная тарифная ставка соответственно машиниста-механика и горнорабочего очистного забоя с учетом всех видов начислений, она определяется путем умножения тарифной ставки T_i на коэффициент доплат κ_d , зависящий от профессии и группы дифференцированного размера премии, и на коэффициент начисления на заработную плату κ_n ; n_t — число рабочих, непосредственно обслуживающих механизированный комплекс; N_b — сменная норма добычи угля комплексом, т.

Выемка угля в нишах

$$c_n = \Sigma l_n v_{сут} p c R_2 / (l_n v_{сут} p c) = \Sigma l_n R_2 / (N_n l_n), \quad (29.4)$$

где N_n — норма на выемку угля в нишах с учетом крепления, т/чел-смену.

Перебивка крепи в нишах и на сопряжении лавы со штреком

$$c_{пер} = v_{сут} n_{пер} R_2 / (l_n v_{сут} p c) = n_{пер} R_2 / (p c l_n), \quad (29.5)$$

где $n_{пер}$ — нормативная трудоемкость по перебивке крепи в нишах и на сопряжении штрека с лавой, чел-смен/м; рассчитывается по нормам выработки на отдельные процессы и операции.

Выкладка бутовой полосы над штреком

$$c_{бут} = l_{бут} v_{сут} m R_2 / (N_{бут} l_n v_{сут} p c) = l_{бут} m R_2 / (N_{бут} p c l_n), \quad (29.6)$$

где $l_{бут}$ — ширина бутовой полосы, м; $N_{бут}$ — норма выработки по выкладке бутовой полосы, м³/чел-смену.

Погашение воздухоподающего штрека

$$c_{пог.ш} = v_{сут} n_{пог} R_{кр} / (l_n v_{сут} p c) = n_{пог} R_{кр} / (p c l_n), \quad (29.7)$$

где $n_{\text{пог}}$ — нормативная трудоемкость погашения штрека, чел-смен/м, в которую входят работы по извлечению крепи в штреке (работы по укорочению монорельсовой дороги и конвейера выполняются в ремонтную смену бригадой слесарей, составляющих постоянный штат рабочих); $R_{\text{кр}}$ — полная тарифная ставка крепильщика по ремонту.

Обслуживание лавы и ремонт оборудования

$$c_{\text{о.р}} = \Pi / A_{\text{л}} + l_{\text{л}} R_{\text{р}} / (l'_{\text{л}} A_{\text{л}}), \quad (29.8)$$

где Π — полная заработная плата постоянного штата рабочих в сутки; $R_{\text{р}}$ — полная тарифная ставка слесаря по ремонту машин и механизмов; $l'_{\text{л}}$ — длина участка лавы, приходящаяся на одного слесаря по ремонту, м.

Монтаж и демонтаж комплекса

$$c_{\text{м.д}} = 2(P_1 l_{\text{л}} + P_2) n_{\text{м}} R_{\text{м}} / Z_{\text{кр}} = 2P_1 l_{\text{л}} n_{\text{м}} R_{\text{м}} / (L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) + \\ + 2P_2 n_{\text{м}} R_{\text{м}} / (L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) = 2P_1 n_{\text{м}} R_{\text{м}} / (L_{\text{кр}} p c) + 2P_2 n_{\text{м}} R_{\text{м}} / (L_{\text{кр}} p c l_{\text{л}}),$$

где P_1 — масса оборудования в лаве, постоянная на 1 м ее длины, т/м (масса линейных секций крепи и конвейера); P_2 — масса оборудования, не зависящая от длины лавы (комбайн, головки конвейера, насосные станции, станция орошения и др.), т; $n_{\text{м}}$ — норма трудоемкости монтажа и демонтажа оборудования, чел-смен/т (принимается по нормировочным или фактическим данным; может быть также рассчитана по нормам затрат времени на монтаж оборудования); $R_{\text{м}}$ — полная тарифная ставка рабочего, занятого монтажом и демонтажом оборудования.

Расходы на амортизацию оборудования комплекса, проведение и поддержание выработок. В них включаются затраты на амортизацию оборудования комплекса $c_{\text{об}}$, проведение ярусных штреков $c_{\text{ш}}$, сооружение приемных площадок бремсберга (уклона) $c_{\text{пл}}$ и поддержание конвейерного ($c_{\text{под.ш.к}}$) и вентиляционного ($c_{\text{под.ш.в}}$) ярусных штреков.

Амортизация оборудования комплекса

$$c_{\text{об}} = \sum_{i=1}^n (\kappa_i \Phi_i a_i) l_{\text{л}} / A_{\text{л}} + \sum_{i=1}^n (\kappa_i \Phi_i a_i) / A_{\text{л}}, \quad (29.30)$$

где κ_i — стоимость i -го оборудования в лаве, масса которого постоянна на 1 м длины лавы; Φ_i — коэффициент, учитывающий находящееся в резерве i -е оборудование, масса которого постоянна на 1 м лавы; для секций механизированных крепей он равен 1,37, конвейеров — 1,25, гидropередвижников — 1,40, индивидуальной крепи и посадочных стоек — 1,3; a_i — суточная норма амортизации i -го оборудования, масса которого постоянна на 1 м лавы, $a_i = \Sigma a_{\text{год } i} / (100 N_{\text{дн}})$, ($\Sigma a_{\text{год } i}$ — суммарная годовая норма амортизации i -го оборудования, $N_{\text{дн}}$ — чис-

ло рабочих дней в году); κ_{2i} , φ_{2i} , a_{2i} — то же, что и κ_{1i} , φ_{1i} и a_{1i} , только для оборудования, вес которого не зависит от длины лавы.

Проведение ярусных штреков

$$c_{\text{ш}} = \Sigma \kappa_{\text{ш}} v_{\text{сут}} / (l_{\text{л}} v_{\text{сут}} p c) = \Sigma \kappa_{\text{ш}} / (p c l_{\text{л}}), \quad (29.31)$$

где $\Sigma \kappa_{\text{ш}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м ярусных штреков, обслуживающих лаву (в нашем случае одного транспортного штрека).

Сооружение приемных площадок бремсберга (уклона)

$$c_{\text{пл}} = \Sigma K_{\text{пл}} / (n_{\text{кр}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c), \quad (29.32)$$

где $\Sigma K_{\text{пл}}$ — суммарная стоимость сооружения приемных площадок на откаточном и вентиляционном горизонтах ярусных штреков; $n_{\text{кр}}$ — число крыльев в панели.

Поддержание ярусных штреков:
конвейерного

$$\begin{aligned} c_{\text{под.ш.к}} = & r_{1 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} t_{\text{оч}} / (2 Z_{\text{кр}}) + r_{2 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} + r_{3 \text{ ш.к}} + L_{\text{кр}} / Z_{\text{кр}} + \\ & + r_{4 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} t_{\text{оч}} / (2 Z_{\text{кр}}) = r_{1 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}}^2 / (2 v_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) + r_{2 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / \\ & / (L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) + r_{3 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / (L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) + r_{4 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}}^2 / (2 v_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) = \\ = & r_{1 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / (2 N_{\text{дн}} v_{\text{сут}} l_{\text{л}} p c) + r_{2 \text{ ш.к}} / (p c l_{\text{л}}) + r_{3 \text{ ш.к}} / (p c l_{\text{л}}) + \\ & + r_{4 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / (2 N_{\text{дн}} v_{\text{сут}} l_{\text{л}} p c) = r_{1 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / (2 N_{\text{дн}} A_{\text{л}}) + r_{2 \text{ ш.к}} + \\ & + r_{3 \text{ ш.к}} / (p c l_{\text{л}}) + r_{4 \text{ ш.к}} L_{\text{кр}} / (2 N_{\text{дн}} A_{\text{л}}), \end{aligned} \quad (29.33)$$

где $r_{1 \text{ ш.к}}$, $r_{2 \text{ ш.к}}$, $r_{3 \text{ ш.к}}$ и $r_{4 \text{ ш.к}}$ — стоимость поддержания 1 м в год конвейерного штрека соответственно на участках массив — массив, массив — зона временного опорного давления, выработанное пространство — зона неустойчивого горного давления, выработанное пространство — зона устойчивого горного давления, $Z_{\text{кр}}$ — запасы угля в крыле; вентиляционного (воздухоподающего)

$$\begin{aligned} c_{\text{под.ш.в}} = & r_{1 \text{ ш.в}} L_{\text{кр}}^2 / (2 v_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) + r_{2 \text{ ш.в}} L_{\text{кр}} / (L_{\text{кр}} l_{\text{л}} p c) = \\ = & r_{1 \text{ ш.в}} / (2 N_{\text{дн}} v_{\text{сут}} l_{\text{л}} p c) + r_{2 \text{ ш.в}} / (p c l_{\text{л}}) + r_{1 \text{ ш.в}} / (2 N_{\text{дн}} A_{\text{л}}) + \\ & + r_{2 \text{ ш.в}} / (p c l_{\text{л}}), \end{aligned} \quad (29.34)$$

где $r_{1 \text{ ш.в}}$, $r_{2 \text{ ш.в}}$ — стоимость поддержания 1 м в год вентиляционного (воздухоподающего) штрека соответственно на участках массив — массив, массив — зона временного опорного давления.

Суммарные затраты. Просуммировав все учтенные расходы, получим математическое выражение затрат на функцию от $l_{\text{л}}$. Обозначив в нем постоянные при $l_{\text{л}}$ через C_1 , при $1/l_{\text{л}}$ через C_2 и независимые от $l_{\text{л}}$ и $1/l_{\text{л}}$ через C_3 , запишем функцию в общем виде:

$$f(l_{\text{л}}) = C_1 l_{\text{л}} / A_{\text{л}} + C_2 / l_{\text{л}} + C_3. \quad (29.35)$$

Взяв первую производную и приравняв ее к нулю, получим уравнение с одним неизвестным, решив которое относительно переменной l_n , найдем выражение для определения длины лавы:

$$l_{n.оп} = \sqrt{C_2 A_n / C_1}. \quad (29.36)$$

В развернутом виде для принятых условий

$$l_{n.оп} = \sqrt{\left\{ \Sigma l_n \left[\frac{R_2}{N_n} - \frac{R_1 + (n_T - 1) R_2}{N_B} \right] + \frac{1}{pc} \left(n_{пер} R_2 + \frac{l_{б.ут} m R_2}{N_{б.ут}} + n_{пог} R_{кр} + \frac{2 P_2 n_m R_m}{L_{кр}} + \Sigma \kappa_{ш} + \frac{\Sigma K_{пл}}{n_{кр} L_{кр}} + r_{2ш.к} + r_{3ш.к} + r_{2ш.в} \right) \right\} A_n \left/ \left[\frac{R_p}{l'_n} + \sum_{i=1}^n (\kappa_{1i} \Phi_{1i} a_{1i}) \right] \right.}. \quad (29.37)$$

Для других условий общий вид формулы (29.36) остается таким же, однако соответственно будут изменяться значения коэффициентов C_2 и C_1 . Так, при столбовой системе разработки с погашением обонх штреков, когда отпадает необходимость в выкладке бутовой полосы, в формуле (29.37) следует исключить слагаемое $l_{б.ут} m R_2 / N_{б.ут}$, слагаемое $n_{пог} R_{кр}$ будет выражать суммарную стоимость погашения 1 м конвейерного и вентиляционного штреков, а $\Sigma \kappa_{ш}$ — суммарную стоимость проведения 1 м этих штреков. Так как штреки будут погашаться вслед за лавой, то следует также исключить слагаемое $r_{3ш.к}$. Если же применяется безнишевая выемка, то исключаются слагаемые $\Sigma l_n \times [R_2 / N_n - [R_1 + (n_T - 1) R_2] / N_B]$ и $n_{пер} R_2$.

Тогда формула (29.37) принимает вид

$$l_{n.оп} = \sqrt{\frac{1/(pc) \left[\Sigma n_{пог} R_{кр} + 2 P_2 n_m R_m / L_{кр} + \Sigma \kappa_{ш} + \Sigma K_{пл} / (n_{кр} L_{кр}) + r_{2ш.к} + r_{2ш.в} \right] A_n}{R_p / l'_n + \sum_{i=1}^n (\kappa_{1i} \Phi_{1i} a_{1i})}}. \quad (29.38)$$

Пример. Определить оптимальную длину лавы по экономическому фактору для следующих условий Донецкого угольного бассейна (СССР): мощность пласта $m=1,3$ м; средняя плотность угля $\gamma=1,4$ т/м³; угол падения пласта $\alpha=12^\circ$; боковые породы — глинистые сланцы средней устойчивости; система разработки пласта — столбовая, лава-ярус; длина крыла двухсторонней панели $L_{кр}=1200$ м; выемочное оборудование — механизированный комплекс КМ87УМН и отбойные молотки (для выемки угля из ниш) длиной 5 и 7 м; площадь поперечного сечения штреков, закрепленных металлическими арками — конвейерного 9,2 м² в свету и 10,6 м² в проходке, вентиляционного 5,9 м² в свету и 6,4 м² в проходке; стоимость проведения 1 м конвейерного штрека 250 руб., вентиляционного — 160 руб.; максимальная суточная нагрузка на лаву ограничена по газовому фактору и составляет 600 т.

Для определения $l_{л.оп}$ воспользуемся формулами (29.37) и (29.38), внеся необходимые коррективы в соответствии с исходными условиями. Формула будет иметь следующий вид:

$$l_{л.оп} = \sqrt{\left\{ \Sigma l_n \left[\frac{R_2}{N_n} - \frac{R_1 + (n_T - 1) R_2}{N_B} \right] + \frac{1}{\rho c} \left(n_{пер} R_2 + \right. \right. \\ \left. \left. + \Sigma n_{пор} R_{кр} + \frac{2P_2 n_m R_m}{L_{кр}} + \Sigma K_{ш} + \frac{\Sigma K_{пл}}{n_{кр} L_{кр}} + r_{2ш.к} + \right. \right. \\ \left. \left. + r_{2ш.в} \right) \right\} A_l \left/ \left[\frac{R_p}{l'_л} + \sum_{i=1}^n (\kappa_i \Phi_i a_{1i}) \right] \right.}.$$

Находим значения входящих в формулу величин.
Суммарная длина ниш

$$\Sigma l_n = 7 + 5 = 12 \text{ м.}$$

Норму выемки угля в нишах с учетом крепления гидравлическими стойками под металлический верхняк через 1 м по падению и 0,9 м по простиранию рассчитаем следующим образом:

$$N_n = A_n / \Sigma n = \Sigma l_n \cdot 1 \cdot m \gamma / (n_{в.о} + n_{кр} = \Sigma l_n m \gamma / (\Sigma l_n m \gamma / N_{в.о} + N_{ком} / N_{кр}).$$

Сменная норма выемки угля отбойными молотками $N_{в.о} = 10$ т.

Число комплектов крепи для крепления 1 м ниш по простиранию

$$N_{ком} = 12 / (1 \cdot 0,9) + 2 = 15,33.$$

Сменная норма выработки на крепление забоя $N_{кр} = 81$ комплект.

Сменная норма на выемку угля в нише с учетом крепления

$$N_n = 12 \cdot 1,3 \cdot 1,4 / [(12 \cdot 1,3 \cdot 1,4 / 10) + 15,33 / 81] = 9,2 \text{ т.}$$

Сменная норма выемки угля механизированным комплексом $N_B = 270$ т при нормативной трудоемкости его обслуживания $n_T = 6,988$ чел-смены.

Полные тарифные ставки рабочих с учетом коэффициентов доплат:

машиниста-механика $R_1 = 12,54 \cdot 1,81 \cdot 1,09 = 24,74$ руб.;

рабочего очистного забоя $R_2 = 10,56 \cdot 1,81 \cdot 1,09 = 20,83$ руб.;

крепыльщика по ремонту выработок $R_{кр} = 8,184 \cdot 1,81 \cdot 1,09 = 16,15$ руб.;

монтажника $R_m = 10,56 \cdot 1,81 \cdot 1,09 = 20,83$ руб.;

слесаря по ремонту оборудования $R_p = 9,24 \cdot 1,81 \cdot 1,09 = 18,23$ руб.

Нормативную трудоемкость по перебивке крепи в нишах и на сопряжении лавы с конвейерным штреком определим исходя из норм выработки на извлечение гидравлических стоек $N_{и.ст} = 165$ шт., на снятие металлических верхняков $N_{с.в} = 300$ шт., на извлечение ножек арочной крепи $N_{н.н} = 9$ шт., на установку ножек арочной крепи $N_{у.н} = 11$ шт.

Тогда

$$n_{пер} = (12 / 1,09 + 2) (1 / 165 + 1 / 300) + 1 / [1 \cdot (1 / 9 + 1 / 11)] = 0,43 \text{ чел-смен/м.}$$

Нормативную трудоемкость погашения штреков определим исходя из норм извлечения рам крепи, в конвейерном штреке $N'_{и.р} = 5,38$ рамы/чел-смены, в вентиляционном $N'_{и.р} = 6,34$ рамы/чел-смены.

Тогда

$$\Sigma n_{пор} = 1 / (l'_p N'_{и.р}) + 1 / (l''_p N''_{и.р}) = 1 / (1 \cdot 5,38) + 1 / (1 \cdot 6,34) = 0,34 \text{ чел-смен/м,}$$

где $l'_p = 1$ м — расстояние между рамами крепи в штреках.

Масса оборудования, не зависящая от длины лавы, $P \approx 25$ т.

Нормативная трудоемкость монтажа и демонтажа 1 т оборудования комплекса с учетом его доставки на участок, по данным практики, составляет $N_m \approx 3,5$ чел-смены.

Ориентировочные затраты на сооружение приемных площадок бремс-берга $\Sigma K_{пл} = 50\,000$ руб.

Стоимость поддержания (перекрепления) 1 м штреков (29,33):

конвейерного $r_{2ш.к} = 0,3 \cdot 9,2 \cdot 2,14 \cdot 1,3 \cdot 0,81 = 6,2$ руб/м;

вентиляционного $r_{2ш.в} = 0,3 \cdot 5,9 \cdot 6,1 \cdot 1,3 \cdot 0,81 = 11,4$ руб/м.

Длина участка лавы, приходящаяся на одного слесаря по ремонту оборудования $l'_{л} = 50$ м.

Расходы на амортизацию оборудования, масса которого постоянна на 1 м длины лавы в сутки,

$$\sum_{i=1}^n (K_{1i} \Phi_{1i} a_{1i}) = K_{1кр} \Phi_{1кр} a_{1кр} + K_{1кон} \Phi_{1кон} a_{1кон} = \\ = 1150 \cdot 1,37 \cdot 0,00115 + 180 \cdot 1,25 \cdot 0,00115 = 2,071 \text{ руб.},$$

где a_{1i} — суточная норма амортизации, %; она равна частному от деления годовой нормы амортизации (34,6%) на число рабочих дней в году $a_{1i} = 34,6 / (100 \cdot 300) = 0,00115\%$.

Подставив найденные значения в формулу, получим

$$l_{л.оп} = \sqrt{\{12[20,83/9,2 - [24,74 + (6,988 - 1) \cdot 20,83]/270\} + \\ + (1/1,3 \cdot 1,4 \cdot 0,95) (0,43 \cdot 20,83 + 0,34 \cdot 16,15 \cdot (2 \cdot 2,5 \cdot 3,5 \cdot 20,83)/1200 + 250 + \\ + 160 + 5000/(2 \cdot 1200) + 6,2 + 11,4)\} 600 / (18,23/50 + 2,071)} = \\ = \sqrt{[20,53 + 0,58(90 + 5,49 + 3,04 + 410 + 20,83 + 6,2 + 11,4)] \cdot \\ \cdot 600 (0,365 + 2,075)} = 268 \text{ м.}$$

Суточное продвижение лавы $v_{сут} = A_{л} / (l_{л} m \eta c) = 600 / (268 \cdot 1,3 \cdot 1,4 \cdot 0,95) = 1,29$ м.

Таким образом, в заданных горно-геологических и горно-технических условиях рациональная длина лавы составляет 268 м. Наиболее существенными статьями расходов являются затраты на очистные работы, проведение штреков и сооружение приемных площадок, выемку угля в нишах и амортизацию оборудования в лаве. Суммарное влияние всех других факторов незначительно. Так, если в вышеприведенном примере ими пренебречь, то

$$l_{л.оп} = \sqrt{[20,53 + 0,58(410 + 20,83)] \cdot 600 / (0,365 + 2,071)} = 258 \text{ м,}$$

т. е. разница составляет всего 3,7%. Поэтому для упрощения расчетов в практических целях вполне допустимо при определении $l_{л.оп}$ учитывать только затраты на проведение штреков и сооружение приемных площадок, выемку угля в нишах, обслуживание комплекса оборудования слесарями по ремонту и амортизацию оборудования.

29.2. Определение оптимальной длины лавы с учетом надежности оборудования

При выводе формулы оптимальной длины лавы по экономическим показателям не был учтен ряд горнотехнических факторов (наличие геологических нарушений, надежность оборудо-

вания и др.), которые в ряде случаев могут оказывать существенное влияние на выбор длины забоя.

Геологические нарушения чаще всего располагаются под углом к линии простираения пластов. Поэтому чем больше длина очистного забоя, тем больше нарушенная площадь, в которой будет находиться лава, и тем больше будут потери добычи угля с соответствующим повышением себестоимости 1 т добываемого угля. По указанному фактору длину лавы следовало бы принимать по возможности наименьшей, однако это приведет к росту себестоимости 1 т добываемого угля по другим факторам.

Если бы заранее были известны зоны геологических нарушений на участке и их характер и представлялась возможность определять затраты на проход лавы через указанные зоны, то в принципе можно было бы оптимизировать длину лавы и с учетом геологических нарушений. Однако решение такой задачи на данном этапе чрезвычайно сложно из-за недостаточной разведанности разрабатываемых пластов.

В большей степени разработан вопрос учета надежности технологического оборудования в лаве. Методика решения задачи сводится к составлению экономико-математической модели отказов в работе лавы в зависимости от ее длины, относительных (на 1 м лавы) потерь добычи угля и экономического ущерба.

Установлено, что все отказы по характеру влияния длины лавы на их продолжительность делятся на две группы. К первой группе относятся отказы, не зависящие от длины лавы (местные обрушения пород, повышение содержания метана в месте выемки угля, прекращение подачи электроэнергии и др.), ко второй — зависящие от длины лавы (требующие перемещения людей по лаве для отыскания причины отказа, доставки запасных частей и устранения неисправностей).

Обозначим среднюю продолжительность ликвидации отказов первой группы через t_1 и их число на 100 м пути, пройденного комбайном, через n_1 , соответствующие показатели отказов второй группы — через t_2 и n_2 . Средняя продолжительность ликвидации отказов t_2 связана с длиной лавы корреляционной зависимостью вида

$$t_2 = a_0 + a_1 l_n + a_2 l_n^2, \quad (29.39)$$

где a_0 , a_1 и a_2 — коэффициенты.

На длительность ликвидации отказов оказывает влияние также мощность пласта, которая оценивается с помощью коэффициента стесненности $1/\sqrt{m}$.

Общая продолжительность ликвидации отказов (мин), отнесенная на 1 м пути комбайна,

$$\tau = (n_1 t_1 + n_2 t_2) / (100 \sqrt{m}). \quad (29.40)$$

Потери добычи угля (τ), приходящиеся на 1 м пути машины, в связи с ликвидацией отказов

$$A_{\pi} = \tau v_{\pi} r p c, \quad (29.41)$$

где v_{π} — средняя скорость подачи комбайна, м/мин.

Относительные потери добычи

$$\Delta_{\pi} = \tau v_{\pi} r p c / (l r p c) = [(n_1 t_1 + n_2 t_2) v_{\pi} / 100] 1 / \sqrt{m} = [n_1 t_1 + n_2 (a_0 + a_1 l_{\pi} + a_2 l_{\pi}^2)] v_{\pi} / (100 \sqrt{m}). \quad (29.42)$$

Экономический ущерб от потерь добычи угля

$$C_{\pi} = \{[n_1 t_1 + n_2 (a_0 + a_1 l_{\pi} + a_2 l_{\pi}^2)] v_{\pi} / (100 \sqrt{m})\} (\beta_{\text{уч}} + \beta_{\text{об}} + \beta_{\text{ш}}), \quad (29.43)$$

где $\beta_{\text{уч}}$, $\beta_{\text{об}}$ и $\beta_{\text{ш}}$ — удельные условно-постоянные затраты в себестоимости добычи угля соответственно по добычному участку, общешахтным цехам (связанные с добычей участка) и общешахтные, не зависящие от добычи участка.

Удельные условно-постоянные затраты по добычному участку связаны с длиной лавы зависимостью

$$\beta_{\text{уч}} = (a_3 + a_4 m + a_5 l_{\pi} + a_6 A_{\pi}) / A_{\pi}. \quad (29.44)$$

Затраты $\beta_{\text{об}}$ и $\beta_{\text{ш}}$ определяются по формулам

$$\beta_{\text{об}} = \gamma_{\text{об}} C_{\text{ш}} / 100; \quad (29.45)$$

$$\beta_{\text{ш}} = \gamma_{\text{ш}} C_{\text{ш}} p_{\text{ш}} / 100, \quad (29.46)$$

где $\gamma_{\text{об}}$ и $\gamma_{\text{ш}}$ — удельный вес условно-постоянных расходов в себестоимости 1 т угля по шахте соответственно по обслуживанию одного очистного забоя и общешахтных звеньев, %; $C_{\text{ш}}$ — себестоимость 1 т угля по шахте; $p_{\text{ш}}$ — невосполнимая по шахте часть потерь участковой добычи; она колеблется в пределах 0,1—0,15 и может быть принята равной в среднем 0,12.

В окончательном виде экономический ущерб от потери добычи

$$C_{\pi} = \{[n_1 t_1 + n_2 (a_0 + a_1 l_{\pi} + a_2 l_{\pi}^2)] v_{\pi} / (100 \sqrt{m})\} [(a_3 + a_4 m + a_5 l_{\pi} + a_6 A_{\pi} / A_{\pi} + \gamma_{\text{об}} C_{\text{ш}} / 100 + \gamma_{\text{ш}} C_{\text{ш}} p_{\text{ш}} / 100)]. \quad (29.47)$$

Произведя необходимые преобразования и обозначив в полученном выражении слагаемые, не содержащие l_{π} через $C_{\pi 0}$, постоянные при l_{π} через $C_{\pi 1}$, при l_{π}^2 через $C_{\pi 2}$ и при l_{π}^3 через $C_{\pi 3}$, получим формулу для определения экономического ущерба в общем виде:

$$C_{\pi} = C_{\pi 0} + C_{\pi 1} l_{\pi} + C_{\pi 2} l_{\pi}^2 + C_{\pi 3} l_{\pi}^3, \quad (29.48)$$

где

$$C_{п0} = (n_1 t_1 + a_0 n_2) [(a_3 + a_4 m + a_6 A_{л}) / A_{л} + C_{ш} (\gamma_{об} + \gamma_{ш} p_{ш}) / 100] v_{п} / (100 \sqrt{m}); \quad (29.49)$$

$$C_{п1} = \{ (n_1 t_1 + a_0 n_2) a_5 / A_{л} + a_1 n_2 [(a_3 + a_4 m + a_6 A_{л}) / A_{л} + C_{ш} (\gamma_{об} + \gamma_{ш} p_{ш}) / 100] \} v_{п} / (100 \sqrt{m}); \quad (29.50)$$

$$C_{п2} = \{ a_1 a_5 n_2 / A_{л} + a_2 n_2 [(a_3 + a_4 m + a_6 A_{л}) / A_{л} + C_{ш} (\gamma_{об} + \gamma_{ш} p_{ш}) / 100] \} v_{п} / (100 \sqrt{m}); \quad (29.51)$$

$$C_{п3} = a_2 a_5 n_2 v_{п} / (A_{л} 100 \sqrt{m}). \quad (29.52)$$

Просуммировав затраты, учтенные при определении длины лавы по экономическим факторам, с затратами, связанными с потерей добычи при устранении отказов, получим интегральную формулу затрат, зависящих от длины лавы, с учетом надежности работы забоя:

$$\begin{aligned} \Sigma C = f(l_{л}) = & C_1 l_{л} / A_{л} + C_2 / l_{л} + C_3 + C_{п0} + C_{п1} l_{л} + C_{п2} l_{л}^2 + \\ & + C_{п3} l_{л}^3 = C_2 / l_{л} + (C_1 / A_{л} + C_{п1}) l_{л} + C_{п2} l_{л}^2 + \\ & + C_{п3} l_{л}^3 + C_3 + C_{п0}. \end{aligned} \quad (29.53)$$

Пример. Для условий примера (см. разд. 29.1) определить оптимальную длину лавы с учетом надежности оборудования при следующих дополнительных условиях: производственная мощность шахты 5000 т/сут; средняя рабочая скорость подачи комбайна 2,5 м/мин.

Для нахождения оптимальной длины лавы воспользуемся формулой (29.53), исключив из нее коэффициенты C_3 и $C_{п0}$, поскольку они не содержат переменную $p_{л}$, а следовательно, не влияют на конечный результат.

Определим значения входящих в формулу коэффициентов.

Из примера (см. разд. 29.1) коэффициенты

$$C_1 = 0,365 + 2,071 = 2,436;$$

$$C_2 = 20,53 + 0,58(9,0 + 5,49 + 3,04 + 410 + 20,83 + 6,2 + 11,4) = 290,8.$$

Коэффициенты $C_{п1}$, $C_{п2}$ и $C_{п3}$ найдем из формул (29.50), (29.51) и (29.52) и определим значения коэффициентов $a_0 = 5,2$, $a_1 = 232 \cdot 10^{-4}$, $a_2 = 154 \cdot 10^{-6}$, $a_3 = 385$, $a_4 = 105$, $a_5 = 548 \cdot 10^{-3}$, $a_6 = 216 \cdot 10^{-3}$, $n_1 = 1,4$, $n_2 = 1,1$, $t_1 = 6,2$, приняв $\gamma_{об} = 0,88$, $\gamma_{ш} = 32,1$, $C_{ш} = 9,5$ руб/т.

Тогда

$$C_{п1} = \{ (1,4 \cdot 6,2 + 5,2 \cdot 1,1) \cdot 548 \cdot 10^{-3} / 600 + 232 \cdot 10^{-4} \cdot 1,1 [(385 + 105 \cdot 1,3 + 216 \cdot 10^{-3} \cdot 600) / 600 + 9,5(0,88 + 32,1 \cdot 0,12) / 100] \} 2,5 / (100 \sqrt{1,3}) = 147 \cdot 10^{-5};$$

$$C_{п2} = \{ 232 \cdot 10^{-4} \cdot 548 \cdot 10^{-3} \cdot 1,1 / 600 + 154 \cdot 10^{-6} \cdot 1,1 [(385 + 105 \cdot 1,3 + 216 \cdot 10^{-3} \cdot 600) / 600 + 9,5(0,88 + 32,1 \cdot 0,12) / 100] \} 2,5 / (100 \sqrt{1,3}) = 62 \cdot 10^{-7};$$

$$C_{п3} = 154 \cdot 10^{-6} \cdot 548 \cdot 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 2,5 / (600 \cdot 100 \sqrt{1,3}) = 3393 \cdot 10^{-12}.$$

Найденные значения коэффициентов C_1 , C_2 , $C_{п2}$ и $C_{п3}$ подставим в формулу (29.53). В результате $\Sigma C = 290,8 / l_{л} + (2,436 / 60 + 147 \cdot 10^{-5}) l_{л} + 62 \cdot 10^{-7} l_{л} + 3393 \cdot 10^{-12} l_{л}^3$.

Оптимальное значение длины лавы определяется минимальной суммой удельных расходов ΣC , руб/т. Задача проще всего решается на ЭВМ мето-

дом перебора вариантов при различных значениях l_d . Данные расчетов приведены в табл. 29.1.

По полученным данным строим график изменения затрат на 1 т запасов крыла яруса ΣC в зависимости от длины лавы l_d (рис. 29.2), из которого видно, что минимуму функции соответствует длина лавы $l_{d,оп}=180$ м. В области минимума затраты с изменением l_d изменяются весьма незначительно. Поэтому можно говорить не об оптимальной длине лавы, а об области оптимальных значений ее длины. Если считать, что точность расчетов не превышает 3%, то ошибка для минимума функции составит $\epsilon = 3 \cdot 2,83/100 = 0,085$ руб/т.

Тогда область оптимальных значений длины лавы для заданных условий будет находиться в пределах 154—208 м.

Рассчитанная оптимальная длина лавы с учетом надежности работы забоя значительно отличается от таковой, определенной без учета надежности и равной 268 м.

Далее необходимо проверить нагрузку на очистной забой по производительности комбайна с учетом затрат времени на устранение отказов, т. е. на восстановление лавы как системы. Расчет выполняется в следующей последовательности.

Число отказов, не зависящих от длины лавы (отнесенных к 1 м), $n_{o,н} = n_1/100 = 1,4/100 = 0,014$.

Продолжительность ликвидации отказов, не зависящих от длины лавы, $t_{o,н} = t_1 = 6,2$ мин.

Число отказов, зависящих от длины лавы (отнесенных к 1 м), $n_{o,з} = n_2/100 = 1,1/100 = 0,011$.

Длительность ликвидации отказов, зависящих от длины лавы, $t_{o,з} = t_2 = 5,2 + 232 \cdot 10^{-4} \cdot 190 + 154 \cdot 10^{-6} \cdot 190^2 = 15,2$ мин.

Общие затраты времени на ликвидацию отказов при выемке полосы $t_{л,о} = l_{л,м}(n_{o,н}t_{o,н} + n_{o,з}t_{o,з})/\sqrt{m} = (190-12)(0,014 \cdot 6,2 + 0,011 \cdot 15,2)/\sqrt{13} = 40$ мин, где $l_{л,м}$ — длина машинной части лавы, м; $l_{л,м} = l_d - \Sigma l_n$.

Продолжительность выемки комбайном одной полосы $t_p = l_{л,м}(1/v_p + 1/v_m + t_b) + t_{к,о} = (190-12)(1/2,5 + 1/6 + 0,3) + 25 = 154$ мин, где v_p , v_m — соответственно рабочая и маневровая скорость подачи комбайна, м/мин; t_b — продолжительность выполнения вспомогательных операций, не совмещенных с работой комбайна, на 1 м длины лавы, мин; $t_{к,о}$ — длительность выполнения концевых операций в лаве, мин.

Коэффициент эксплуатационной надежности работы комплекса $K_n = t_p/(t_p + t_{л,о}) = 154/(154 + 40) = 0,79$.

Фактическая возможная нагрузка на очистной забой по производительности комплекса исходя из суточной производительности комбайна $A^*_{л,т} = 900$ т будет

$$A^*_{л,ф} = A^*_{л,т} K_n = 900 \cdot 0,79 = 711 \text{ т.}$$

Из полученных расчетных значений суточной нагрузки на лаву по возможностям комбайна (900 т), комплекса (711 т) и проветривания (600 т) принимаем наименьшую, т. е. $A_d = 600$ т.

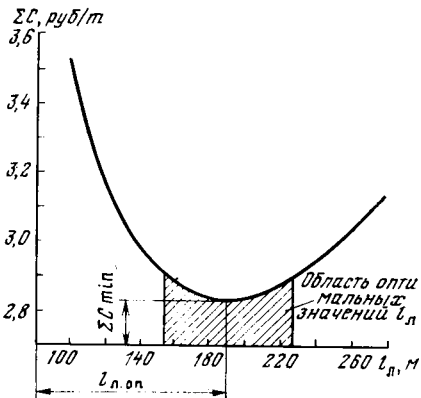


Рис. 29.2. К определению оптимальной длины лавы графическим способом

Т а б л и ц а 29.1

$l_{\text{л}}, \text{ м}$	$290,8/l_{\text{л}},$ руб/т	$533 \cdot 10^{-5}/l_{\text{л}},$ руб/т	$l_{\text{л}}^2 \cdot 10^{-2},$ руб/т	$62 \cdot 10^{-7} \cdot l_{\text{л}}^2,$ руб/т	$l_{\text{л}}^3 \cdot 10^3,$ руб/т	$3393 \cdot 10^{-12}/l_{\text{л}},$ руб/т	$\Sigma C,$ руб/т
100	2,09	0,553	100	0,062	1000	0,003	3,535
120	2,423	0,636	144	0,089	1728	0,006	3,161
140	2,077	0,774	196	0,122	2744	0,009	2,989
160	1,817	0,885	256	0,159	4096	0,014	2,881
180	1,616	0,995	324	0,2	5832	0,02	2,835
200	1,454	1,106	400	0,248	8000	0,027	2,84
220	1,322	1,217	484	0,3	10648	0,036	2,879
240	1,211	1,327	576	0,357	13824	0,047	2,946
260	1,118	1,438	676	0,419	17576	0,06	3,039
280	1,039	1,548	784	0,486	21962	0,074	3,149

Суточное подвигание лавы $v_{\text{сут}} = A_{\text{л}} / (l_{\text{л}} p c) = 600 / (190 \cdot 1,3 \cdot 1,4 \cdot 0,95) = 1,83 \text{ м}$.

Таким образом, показатели очистного забоя таковы: $l_{\text{л}} = 190 \text{ м}$; $v_{\text{сут}} = 1,83 \text{ м/сут}$ и $A_{\text{л}} = 600 \text{ т/сут}$.

29.3. Определение оптимальных размеров выемочного поля

Пологие пласты. При делении этажа (яруса) по простиранию на выемочные поля главным параметром системы разработки является размер выемочного поля. С изменением длины выемочного поля одни затраты, отнесенные к 1 т его запасов, будут возрастать, другие — уменьшаться, а третьи останутся неизменными. Следовательно, при некоторой длине выемочного поля суммарные удельные затраты будут минимальны. Та длина, при которой обеспечивается минимум затрат, является оптимальной, т. е. наивыгоднейшей из всех возможных.

Решение задачи сводится к составлению аналитического выражения затрат на добычу 1 т угля как функции переменного x (размера выемочного поля по простиранию) с последующим нахождением оптимального значения x_0 , при котором обеспечивается минимум функции, т. е.

$$(\Sigma K + \Sigma R + \Sigma G) / Z_{\text{в.п}} = f(x) \rightarrow \min,$$

где ΣK , ΣR , ΣG — суммарные затраты соответственно на проведение выработок, их поддержание и транспортирование угля в пределах выемочного поля; $Z_{\text{в.п}}$ — запасы угля в выемочном поле, $Z_{\text{в.п}} = H_{\text{эт}} x p c H_{\text{эт}}$ — наклонная высота этажа (яруса).

Следует учитывать только те затраты, которые зависят от x . Например, затраты на проведение штреков $\Sigma K_{\text{ш}}$ не учитываются, так как на 1 т запасов они остаются величиной постоянной, не зависящей от x :

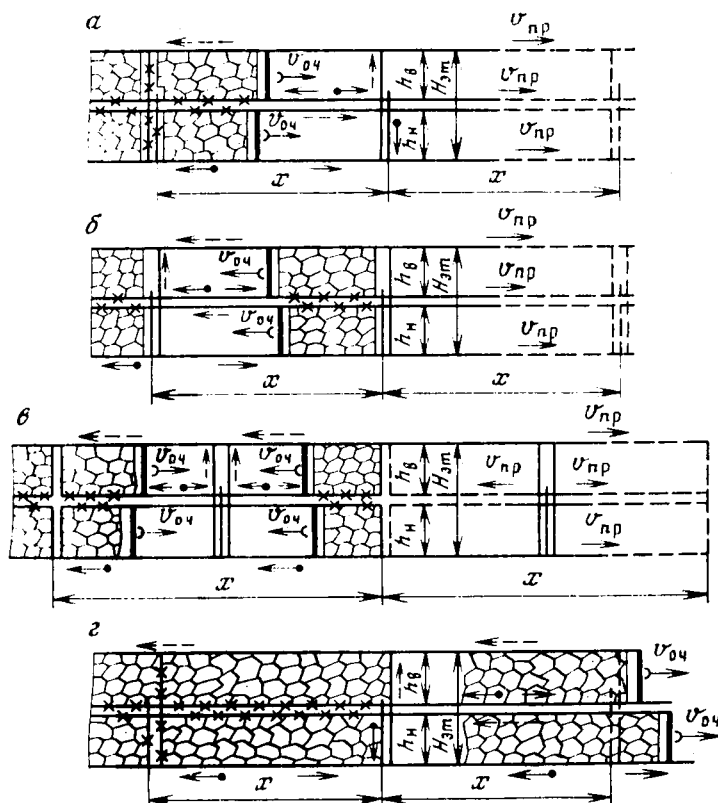


Рис. 29.3. К определению размеров выемочного поля по простираанию на пологих пластах:

a, б, в — столбовая система разработки с транспортированием угля соответственно на передний, задний и двухсторонний участковые бремсберги; *г* — сплошная система разработки с проведением бремсберга в выработанном пространстве

$$\Sigma K_{\text{ш}}/Z_{\text{в.п}} = \Sigma K_{\text{ш}}x/(H_{\text{эт}}xpc) = \Sigma K_{\text{ш}}/(H_{\text{эт}}pc) = \text{const.}$$

По той же причине надо учитывать затраты только на «чистое» поддержание (r_1 или r_4) и «чистое» транспортирование (g_2).

Решим задачу для столбовой системы разработки с транспортированием угля на передний участковый бремсберг при прямом порядке отработки этажа (рис. 29.3, *a*).

Затраты на проведение выработок

$$\Sigma K/Z_{\text{в.п}} = [\kappa_{\text{бр}}(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + \kappa_{\text{х}}H_{\text{эт}} + \kappa_{\text{п.р}}H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]/(H_{\text{эт}}xpc), \quad (29.54)$$

где $\kappa_{\text{бр}}$, $\kappa_{\text{х}}$ и $\kappa_{\text{п.р}}$ — стоимость проведения 1 м соответственно участкового бремсберга, ходка и разрезной печи; $h_{\text{в}}$ — наклон-

ная высота верхнего подэтажа; $\Sigma K_{м.д}$ — суммарные затраты на монтаж и демонтаж оборудования во всех лавах выемочного поля; $\Sigma K_{пл}$ — суммарные затраты на сооружение всех приемных площадок участкового бремсберга.

Затраты на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \Sigma R / Z_{в.п} = (\Sigma R_{ш.пр} + \Sigma R_{ш.эт}) / Z_{в.п} = \Sigma r_{1 ш.пр} x^2 / (2v_{пр} H_{эт} x p c) + \\ + \Sigma r_{1 ш.пр} x^2 / (2v_{оч} H_{эт} x p c) + \Sigma r_{1 ш.эт} x^2 / (2v_{пр} H_{эт} x p c) + \Sigma r_{1 ш.эт} x^2 / \\ / (2v_{оч} H_{эт} x p c) = [(\Sigma r_{1 ш.пр} + \Sigma r_{1 ш.эт}) / (2v_{пр} H_{эт} p c)] x + \\ + [(\Sigma r_{1 ш.пр} + \Sigma r_{1 ш.эт}) / (2v_{оч} H_{эт} p c)] x, \end{aligned} \quad (29.55)$$

где $\Sigma r_{1 ш.пр}$ и $\Sigma r_{1 ш.эт}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год соответственно всех промежуточных и этажных штреков; $v_{пр}$ — средняя годовая скорость проведения промежуточных и этажных штреков; $v_{оч}$ — годовое подвигание очистной линии забоев.

Затраты на поддержание бремсберга и ходка не учитываются, так как при столбовой системе разработки они, отнесенные на 1 т, остаются постоянными и не зависят от расстояния между бремсбергами.

При расчете затрат на транспортирование угля учитываются только затраты на транспортирование угля из верхних подэтажей (кроме самого нижнего) как по промежуточным, так и этажному штрекам.

$$\begin{aligned} \Sigma G / Z_{в.п} = (\Sigma G_{ш.пр} + \Sigma G_{ш.эт} + \Sigma G_{ш.эт}) / Z_{в.п} = (H_{эт} - \\ - h_n) x p c g'_{2 ш.пр} x / (2H_{эт} x p c) + (H_{эт} - h_n) x p c g_{2 ш.эт} x / \\ / (H_{эт} x p c) = (H_{эт} - h_n) p c [(g_{2 ш.пр} - g_{2 ш.эт}) + 2g_{2 ш.эт}] x / \\ / (2H_{эт} p c) = [(H_{эт} - h_n) p c (g_{2 ш.пр} + g_{2 ш.эт}) / (2H_{эт} p c)] x, \end{aligned} \quad (29.56)$$

где h_n — наклонная высота нижнего подэтажа; $g'_{2 ш.пр}$ — дополнительная стоимость «чистого» транспортирования 1 т·м груза по промежуточному штреку, которая равна разности между стоимостью 1 т·м «чистого» транспортирования по промежуточному ($g_{2 ш.пр}$) и этажному ($g_{2 ш.эт}$) штрекам, т. е. $g'_{2 ш.пр} = g_{2 ш.пр} - g_{2 ш.эт}$.

Затраты на проветривание выемочного поля не учитываются, так как отнесенные на 1 т запасов они невелики.

Суммарные учтенные затраты, отнесенные к 1 т запасов и выраженные в виде функции размеров выемочного поля,

$$\begin{aligned} \Sigma C / Z_{в.п} = f(x) = \{ [\kappa_{бр} (H_{эт} - h_n) + (\kappa_x + \kappa_{п.р}) H_{эт} + \Sigma K_{м.д} + \\ + \Sigma K_{пл}] / (H_{эт} p c) \} 1/x + [(\Sigma r_{1 ш.пр} + \Sigma r_{1 ш.эт}) / (2v_{пр} H_{эт} p c) + \\ + (\Sigma r_{1 ш.пр} + \Sigma r_{1 ш.эт}) / (2v_{оч} H_{эт} p c)] x + [(H_{эт} - h_n) p c (g_{2 ш.пр} + \\ + g_{2 ш.эт}) / (2H_{эт} p c)] x. \end{aligned} \quad (29.57)$$

Для нахождения оптимального значения x , при котором сумма удельных затрат будет минимальна, возьмем первую производную по x и приравняем ее к нулю:

$$\begin{aligned} df/dx = & -\{[\kappa_{6p}(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\kappa_{\text{х}} + \kappa_{\text{п.р}})H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]/ \\ & / (H_{\text{эт}}pc)\} 1/x^2 + (\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/(2v_{\text{пр}}) + H_{\text{эт}}pc + (\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \\ & + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/(2v_{\text{оч}}H_{\text{эт}}pc) + (H_{\text{эт}} - h_{\text{н}})pc(g_{2 \text{ ш.пр}} + g_{2 \text{ ш.эт}})/ \\ & / (2H_{\text{эт}}pc) = 0. \end{aligned} \quad (29.58)$$

После преобразования выражения (29.58) и решения его относительно x получим

$$\begin{aligned} x_{\text{оп}} = & \sqrt{2[\kappa_{6p}(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\kappa_{\text{х}} + \kappa_{\text{п.р}})H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]/} \rightarrow \\ & \rightarrow [(\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/v_{\text{пр}} + (\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/v_{\text{оч}} + (H_{\text{эт}} - \\ & - h_{\text{в}})pc(g_{2 \text{ ш.пр}} + g_{2 \text{ ш.эт}})]. \end{aligned} \quad (29.59)$$

При столбовой системе разработки с транспортированием угля на задний участковый бремсберг и прямом порядке отработки этажа (рис. 29,3,б) сумма затрат, отнесенных к 1 т запасов выемочного поля, изменится только в части расходов на транспорт. В данном случае будут отсутствовать затраты на транспорт по этажному штреку в пределах выемочного поля. Тогда

$$\begin{aligned} \Sigma G/Z_{\text{в.п}} = \Sigma G_{\text{ш.пр}}/Z_{\text{в.п}} = & (H_{\text{эт}} - h_{\text{н}})xpcg'_{2 \text{ ш.пр}}(x/2)/(H_{\text{эт}}xpc) = \\ = & [(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}})pc(g_{2 \text{ ш.пр}} - g_{2 \text{ ш.эт}})/(2H_{\text{эт}}pc)]x. \end{aligned} \quad (29.60)$$

Просуммировав все затраты, произведя дифференцирование и решив выражение (29.60) относительно x , получим

$$\begin{aligned} x_{\text{оп}} = & \sqrt{2[\kappa_{6p}(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\kappa_{\text{х}} + \kappa_{\text{п.р}})H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]/} \rightarrow \\ & \rightarrow [(\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/v_{\text{пр}} + (\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}})/v_{\text{оч}} + (H_{\text{эт}} - \\ & - h_{\text{н}})pc(g_{2 \text{ ш.пр}} - g_{2 \text{ ш.эт}})]. \end{aligned} \quad (29.61)$$

При столбовой системе разработки и работе на двухсторонний участковый бремсберг (рис. 29,3,в) модель удельных затрат будет иметь следующий вид:

на проведение выработок

$$\begin{aligned} \Sigma K/Z_{\text{в.п}} = & \{[\kappa_{6p}(H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\Sigma \kappa_{\text{х}} + 2\kappa_{\text{п.р}})H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]/ \\ & / (H_{\text{эт}}pc)\} 1/x, \end{aligned} \quad (29.62)$$

где $\Sigma \kappa_{\text{х}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м всех ходков бремсберга;

на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \Sigma R/Z_{\text{в.п}} = & [\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}}(x/2)^2/(2v_{\text{пр}})]2/(H_{\text{эт}}xpc) + [\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}}(x/2)^2/ \\ & / (2v_{\text{оч}})]2/(H_{\text{эт}}xpc) + [\Sigma r_{1 \text{ ш.эт}}x^2/(2v_{\text{пр}})]/(H_{\text{эт}}xpc) + \end{aligned}$$

$$+ [\Sigma r_{1 \text{ ш.эт}} (x/2)^2 / (2v_{\text{оч}})] 2 / (H_{\text{эт}} x p c) = [(\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + 2 \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}}) / (4v_{\text{пр}} H_{\text{эт}} p c)] x + [(\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}}) / (4v_{\text{оч}} H_{\text{эт}} p c)] x; \quad (29.63)$$

на транспорт

$$\Sigma G / Z_{\text{в.п}} = [(H_{\text{эт}} - h_{\text{н}}) (x/2) p c g'_{2 \text{ ш.пр}} x / (2 \cdot 2)] 2 / (H_{\text{эт}} x p c) + [(H_{\text{эт}} - h_{\text{н}}) (x/2) p c g_{2 \text{ ш.эт}} (x/2)] / (H_{\text{эт}} x p c) = [(H_{\text{эт}} - h_{\text{н}}) p c g_{2 \text{ ш.пр}} / (4 H_{\text{эт}} p c)] x. \quad (29.64)$$

Суммировав все затраты, дифференцировав функцию и решив ее относительно x , получим

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{\{4[\kappa_{\text{бр}} (H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\Sigma \kappa_{\text{х}} + 2 \kappa_{\text{п.р}}) H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + \Sigma K_{\text{пл}}]\} / \rightarrow} \\ \rightarrow [(\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + 2 \Sigma r_{1 \text{ ш.эт}}) / v_{\text{пр}} + (\Sigma r_{1 \text{ ш.пр}} + \Sigma r_{\text{ш.эт}}) / v_{\text{оч}} + \rightarrow \\ \rightarrow + (H_{\text{эт}} - h_{\text{н}}) p c g_{2 \text{ ш.пр}}]. \quad (29.65)$$

При сплошной системе разработки с доставкой угля на задний участковый бремсберг (рис. 29,3,з) в модели будут отсутствовать затраты на проведение разрезных печей, монтаж и демонтаж оборудования в лавах, а также на поддержание выработок в период подготовки выемочного поля. Кроме того, поддержание выработок будет осуществляться в зоне влияния выработанного пространства. С учетом этих особенностей формула для определения оптимального размера выемочного поля будет иметь вид

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{2[\kappa_{\text{бр}} (H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + \kappa_{\text{х}} H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{пл}}] / [\Sigma r_{4 \text{ ш.пр}} / v_{\text{оч}} + (H_{\text{эт}} - \rightarrow \\ \rightarrow - h_{\text{в}}) p c (g_{2 \text{ ш.пр}} - g_{2 \text{ ш.эт}})]}. \quad (29.66)$$

В данном случае принято, что бремсберг с ходком проводится в выработанном пространстве в зоне установившегося горного давления. При проведении их впереди очистных забоев испытывают вредное влияние опорного давления при отходе лав, что вызовет необходимость перекрепления бремсберга с ходком. Дополнительные затраты при этом

$$\Sigma R_{\text{бр.х}} / Z_{\text{в.п}} = [r_{2 \text{ бр}} (H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + r_{2 \text{ х}} H_{\text{эт}}] / (H_{\text{эт}} x p c), \quad (29.67)$$

где $r_{2 \text{ бр}}$ и $r_{2 \text{ х}}$ — стоимость поддержания (перекрепления) 1 м соответственно участкового бремсберга и ходка в зоне влияния очистных работ.

Кроме того, необходимо учесть затраты на поддержание этажных штреков в массиве при подготовке бремсберга с ходком и отработке выемочного поля, а также на проведение разрезных печей и монтаж и демонтаж оборудования в лавах. С учетом этих расходов формула примет вид

$$x_{\text{оп}} = \sqrt{2[\kappa_{\text{бр}} (H_{\text{эт}} - h_{\text{в}}) + (\kappa_{\text{х}} - \kappa_{\text{п.р}}) H_{\text{эт}} + \Sigma K_{\text{м.д}} + r_{2 \text{ бр}} (H_{\text{эт}} - \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{-h_n + r_2 \times H_{\text{эт}}}{\left[\Sigma r_{4 \text{ ш. пр}} / v_{\text{оч}} + \Sigma r_{1 \text{ ш. эт}} / v_{\text{пр}} + \Sigma r_{1 \text{ ш. эт}} / v_{\text{оч}} + \right.} \\ \left. + (H_{\text{эт}} - h_n) p c (g_{2 \text{ ш. пр}} - g_{2 \text{ ш. эт}}) \right]}. \quad (29.67)$$

Определив оптимальный размер выемочного поля, необходимо затем увязать его с длиной крыла $L_{\text{кр}}$.

Число выемочных полей в крыле этажа

$$n'_{\text{в.п}} = (L_{\text{кр}} - \Sigma h_{\text{ц}}) / x_{\text{оп}}, \quad (29.68)$$

где $\Sigma h_{\text{ц}}$ — суммарный размер целиков у капитального бремсберга (уклона) с ходками (с одной стороны), м.

Округляем число выемочных полей до ближайшего целого числа $n_{\text{в.п}}$. Тогда окончательный рациональный размер выемочного поля

$$x = (L_{\text{кр}} - \Sigma h_{\text{ц}}) / n_{\text{в.п}}. \quad (29.69)$$

Крутые пласты. При крутом залегании пластов деление этажа по простиранию на выемочные поля производят как при делении этажа на подэтажи, так и без деления (лава-этаж), когда применяется групповая разработка пластов. В первом случае размеры выемочного поля определяются точно так же, как и для пологих пластов, с той лишь разницей, что вместо участков бремсберга по пласту проводят участковые скаты. При групповой разработке проводят и поддерживают на всю длину крыла этажа лишь групповые штреки, а пластовые штреки группируемых пластов погашают либо вслед за лавой (при столбовых системах разработки), либо после отработки выемочного поля (при сплошной системе разработки). Схемы группирования пластов показаны на рис. 29,4.

Выразим сумму удельных затрат, зависящих от размера выемочных полей x , для каждой схемы.

При столбовой системе разработки с транспортированием угля на передний промежуточный квершлаг (см. рис. 29,4, а) удельные затраты будут следующими.

Затраты на проведение выработок

$$\Sigma K / Z_{\text{в.п}} = (\kappa_{\text{кв}} l_{\text{кв}} + \Sigma \kappa_{\text{сб.в}} H_{\text{эт}}) / (H_{\text{эт}} x \Sigma p' c), \quad (29.70)$$

где $\kappa_{\text{кв}}$ — стоимость проведения 1 м промежуточного квершлага; $l_{\text{кв}}$ — длина квершлага; $\Sigma \kappa_{\text{сб.в}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м вентиляционной сбойки (для подготовки выемочного поля) по всем пластам; $\Sigma p'$ — суммарная производительность всех группируемых в свите пластов (за исключением пласта, по которому располагаются групповые штреки).

$$l_{\text{кв}} = \Sigma a / \sin \alpha + \Sigma l_3, \quad (29.71)$$

где Σa — расстояние между крайними пластами в свите по нормали; Σl_3 — суммарная длина заездов с промежуточного квершлага на пластовые штреки.

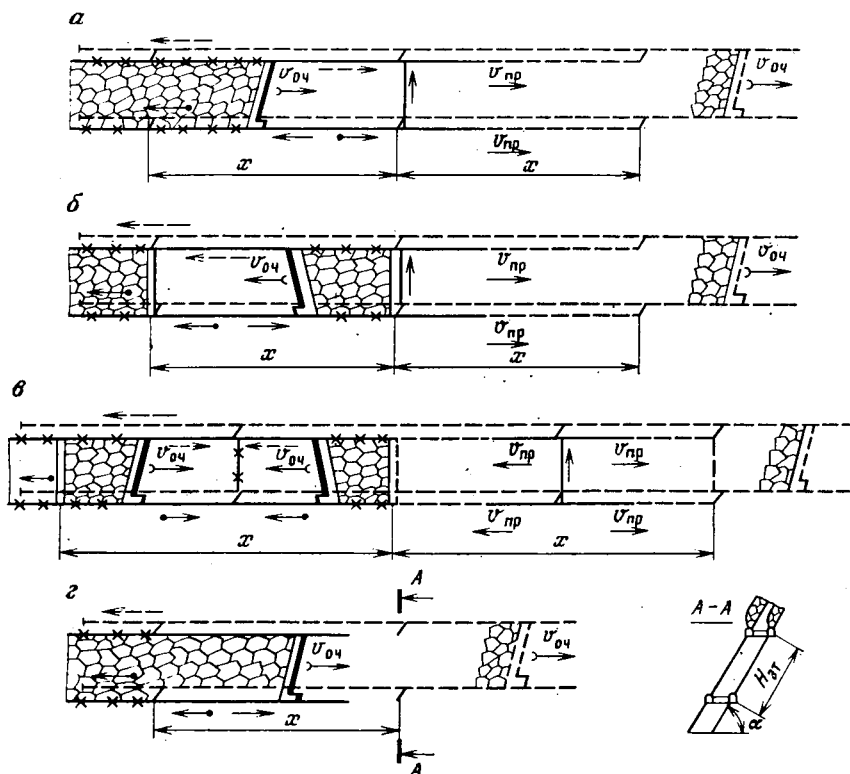


Рис. 29.4. К определению размеров выемочного поля на крутых и крутонаклонных пластах:

а, б, в — столбовая система разработки с транспортированием угля соответственно на передний, задний и двухсторонний промежуточные квершлагги; г — сплошная система разработки с транспортированием угля на задний промежуточный квершлаг

Затраты на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \Sigma R / Z_{в.п} &= \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} x^2 / (2v_{пр} H_{эт} \Sigma p' c) + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} x^2 / (2v_{оч} H_{эт} \Sigma p' c) = \\ &= [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / (2v_{пр} H_{эт} \Sigma p' c) + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / (2v_{оч} H_{эт} \Sigma p' c)] x, \end{aligned} \quad (29.72)$$

где $\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}$ — суммарная стоимость «чистого» поддержания в массиве 1 м в год транспортных и вентиляционных штреков по всем группируемым пластам; если вентиляционные штреки проводят в выработанном пространстве, то $\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}$ определяется как сумма стоимости поддержания транспортных и вентиляционных штреков.

Затраты на поддержание группового штрека учитывать не следует, так как его все равно необходимо поддерживать для разработки пласта, по которому он пройден.

Затраты на транспортирование угля при условии, что в пластовых и групповом штреках применяются различные виды транспорта,

$$\Sigma G/Z_{в.п} = H_{эт} x \Sigma p' c g'_{2 \text{ ш.пл}} x / (2 H_{эт} x \Sigma p' c) + H_{эт} x \Sigma p' c g_{2 \text{ ш.гр}} x / (H_{эт} x \Sigma p' c) = (g_{2 \text{ ш.пл}} - g_{2 \text{ ш.гр}} + 2 g_{2 \text{ ш.гр}}) x / 2 = [(g_{2 \text{ ш.пл}} + g_{2 \text{ ш.гр}}) / 2] x, \quad (29.73)$$

где $g'_{2 \text{ ш.пл}}$ — дополнительная стоимость «чистого» транспортирования 1 т·м груза по пластовому штреку, равная разности между стоимостью 1 т·м «чистого» транспортирования по пластовым ($g_{2 \text{ ш.пл}}$) и групповому ($g_{2 \text{ ш.гр}}$) штрекам, т. е. $g'_{2 \text{ ш.пл}} = g_{2 \text{ ш.пл}} - g_{2 \text{ ш.гр}}$.

Затраты на транспортирование по промежуточному квершлагу не учитываются, так как при отнесении их на 1 т запасов они постоянны.

Просуммировав все учтенные затраты, произведя дифференцирование и решив выражение (29.73) относительно x , найдем оптимальный размер выемочного поля:

$$x_{оп} = \sqrt{2(\kappa_{кв} l_{кв} + \Sigma \kappa_{сб.в} H_{эт}) / [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{пр} + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{оч} + H_{эт} \Sigma p' c (g_{2 \text{ ш.пл}} + g_{2 \text{ ш.гр}})]}. \quad (29.74)$$

Если в выемочных и групповых штреках применяется один вид транспорта, то $g_{2 \text{ ш.пл}} = g_{2 \text{ ш.гр}} = g_{2 \text{ ш.}}$, и формула (29.74) примет вид

$$x_{оп} = \sqrt{2(\kappa_{кв} l_{кв} + \Sigma \kappa_{сб.в} H_{эт}) / [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{пр} + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{оч} + 2 H_{эт} \Sigma p' c g_{2 \text{ ш.}}]}. \quad (29.75)$$

При столбовой системе разработки с транспортированием угля на задний промежуточный квершлаг (см. рис. 29,4, б) в модель затрат необходимо ввести расходы на монтаж и демонтаж оборудования лав в выемочном поле. Затраты на проведение разрезных печей можно не учитывать, так как в качестве последних можно использовать вентиляционные сбойки, проводимые для проветривания выемочного поля при его подготовке. Кроме того, при транспортировании угля на задний промквершлаг отсутствует перепробег транспорта по групповому штреку и модель затрат на транспортирование будет иметь вид

$$\Sigma G/Z_{в.п} = H_{эт} x \Sigma p' c g'_{2 \text{ ш.пл}} x / (2 H_{эт} \Sigma p' c) = [(g_{2 \text{ ш.пл}} - g_{2 \text{ ш.гр}}) / 2] x. \quad (29.76)$$

Окончательно получим

$$x_{оп} = \sqrt{2(\kappa_{кв} l_{кв} + \Sigma \kappa_{сб.в} H_{эт} + \Sigma K_{м.д}) / [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{пр} + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / v_{оч} + H_{эт} \Sigma p' c (g_{2 \text{ ш.пл}} - g_{2 \text{ ш.гр}})]}. \quad (29.77)$$

При одном виде транспорта в выемочных и групповых штреках

$$x_{оп} = \sqrt{2(\kappa_{кв}l_{кв} + \Sigma\kappa_{сб.в}H_{эт} + \Sigma K_{м.д}) / (\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}/v_{пр} + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}/v_{оч})}. \quad (29.78)$$

При столбовой системе разработки с транспортированием угля на двухсторонний промежуточный квершлаг (см. рис. 29,4, в) удельные затраты будут следующими.

Затраты на проведение выработок

$$\Sigma K/Z_{в.п} = [\kappa_{кв}l_{кв} + (\Sigma\kappa_{сб.в} + 2\Sigma\kappa_{п.р})H_{эт} + \Sigma K_{м.д}] / (H_{эт}\Sigma p'cx), \quad (29.79)$$

где $\Sigma K_{п.р}$ — суммарная стоимость проведения 1 м разрезных печей по всем группируемым пластам.

Затраты на поддержание выработок

$$\Sigma R/Z_{в.п} = [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}(x/2)^2 / (2v_{пр})]2 / (H_{эт}\Sigma p'cx) + [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}(x/2)^2 / (2v_{оч})]2 / (H_{эт}\Sigma p'cx) = [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / (4v_{пр}H_{эт}\Sigma p'c)]x + [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}} / (4v_{оч}H_{эт}\Sigma p'c)]x. \quad (29.80)$$

Затраты на транспортирование

$$\Sigma G/Z_{в.п} = [H_{эт}(x/2)\Sigma p'cg_{2 \text{ ш.пл}}(x/2 \cdot 2)]2 / H_{эт}x\Sigma p'c + H_{эт}(x/2)\Sigma p'cg_{2 \text{ ш.гр}}(x/2) / (H_{эт}x\Sigma p'c) = (g_{2 \text{ ш.пл}}/4)x. \quad (29.81)$$

Просуммировав все затраты, взяв первую производную, приравняв ее к нулю и решив относительно x , получим

$$x_{оп} = \sqrt{4[\kappa_{кв}l_{кв} + (\Sigma\kappa_{сб.в} + 2\Sigma\kappa_{п.р})H_{эт} + \Sigma K_{м.д}] / [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}/v_{пр} + \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}/v_{оч} + H_{эт}\Sigma p'cg_{2 \text{ ш.пл}}]}. \quad (29.82)$$

При сплошной системе разработки с транспортированием угля на задний промежуточный квершлаг (см. рис. 29,4, г) отсутствуют затраты на проведение вентиляционных сбоек, монтаж и демонтаж оборудования в лавах, а также затраты на поддержание выработок в массиве, так как выемочные штреки поддерживаются позади лавы в выработанном пространстве. Формула для определения оптимального размера выемочного поля имеет вид

$$x_{оп} = \sqrt{2\kappa_{кв}l_{кв} / [\Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}/v_{оч} + H_{эт}\Sigma p'c(g'_{2 \text{ ш.пл}} - g_{2 \text{ ш.пл}})]}. \quad (29.83)$$

При одном виде транспорта в выемочных и групповых штреках

$$x_{оп} = \sqrt{2\kappa_{кв}l_{кв}v_{оч} / \Sigma r_{1 \text{ ш.пл}}}. \quad (29.84)$$

Расчет числа выемочных полей в крыле этажа и размера выемочного поля по простираанию производится по формулам (29.68) и (29.69).

29.4. Расчет оптимального соотношения между очистными и подготовительными забоями

Для каждого класса систем разработки и их разновидностей существует определенная взаимосвязь между положением очистных и подготовительных забоев, которое должно обеспечивать нормальную работу участков и максимальный экономический эффект. Особенно это важно для столбовых систем разработки, поскольку каждый раз при доработке столба требуется своевременно подготовить новый столб (выемочное поле), но без излишнего опережения. Запаздывание с подготовкой столба приводит к несвоевременному вводу в работу новых очистных забоев, а преждевременная его подготовка — к дополнительным затратам на поддержание пройденных, но еще не используемых выработок. Подготовка новых участков должна вестись с оптимальными для данных горнотехнических условий скоростями проведения выработок, когда обеспечивается минимальная их стоимость и достигается максимальный экономический эффект.

Основная задача расчета оптимального соотношения очистных и подготовительных работ формулируется следующим образом: при каком положении очистных забоев в отработываемом столбе необходимо начать подготовку нового столба, с тем чтобы к моменту завершения очистных работ в действующем столбе он был своевременно подготовлен к работе при оптимальных скоростях проведения выработок?

Методику расчета рассмотрим на примере столбовой системы разработки лава-ярус (рис. 29,5,а).

Условие своевременной подготовки столба следующее:

$$T_{\text{подг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (29.85)$$

где $T_{\text{подг}}$ — общие затраты времени на подготовку нового столба, мес; $t_{\text{рез}}$ — резерв времени для компенсации непредвиденных задержек при подготовке нового столба, обычно $t_{\text{рез}} = 1—2$ мес; $T_{\text{оч}}$ — продолжительность отработки оставшейся части действующего столба, мес.

Затраты времени на подготовку столба при условии, что проведение обоих штреков в крыле панели осуществляется двумя бригадами одновременно,

$$T_{\text{подг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + L_{\text{кр}}/v_{\text{ш.оп}} + l_{\text{д}}/v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}, \quad (29.86)$$

где $t_{\text{пл}}$ — продолжительность сооружения приемно-отправительных площадок на бремберге (уклоне), мес; $t_{\text{ш}}$, $t_{\text{р.п}}$ — соответ-

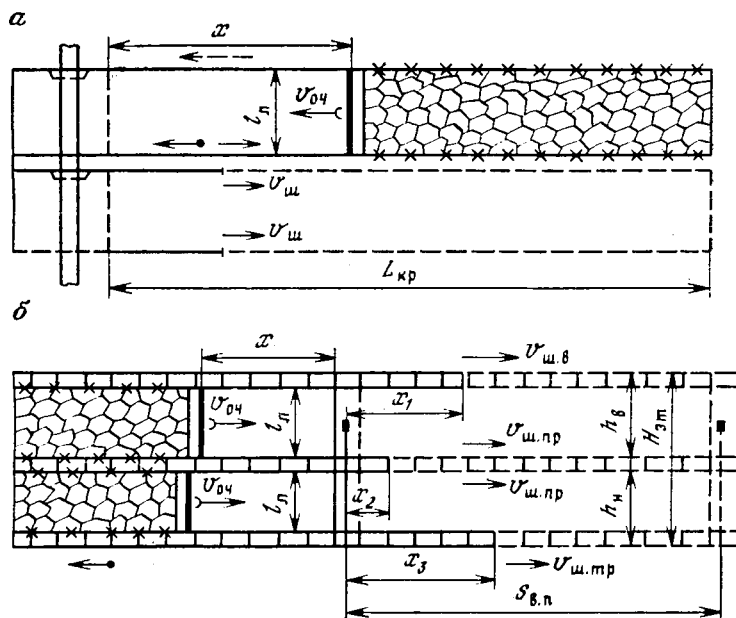


Рис. 29.5. К расчету соотношения между очистными и подготовительными забоями:

a — при столбовой системе разработки лава-ярус; *б* — при столбовой системе разработки с делением этажа на подэтажи и транспортированием угля на передний участковый бремсберг

ственно длительность проведения штреков и разрезной печи, мес; $t_{\text{мон}}$ — продолжительность монтажа оборудования в лаве, мес; $L_{\text{кр}}$ — длина крыла панели, м; $v_{\text{ш.оп}}$ — оптимальная скорость проведения штрека, м/мес; l_n — длина лавы, м; $v_{\text{р.п}}$ — скорость проведения разрезной печи, м/мес.

Продолжительность оставшейся части действующего столба (мес) длиной x (м)

$$T_{\text{оч}} = x/v_{\text{оч}}, \quad (29.87)$$

где $v_{\text{оч}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

Подставив выражения для $T_{\text{подг}}$ и $T_{\text{оч}}$ в формулу (29.85), получим

$$t_{\text{пл}} + L_{\text{кр}}/v_{\text{ш.оп}} + l_n/v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} = x/v_{\text{оч}}. \quad (29.88)$$

Тогда

$$x = v_{\text{оч}} (t_{\text{пл}} + L_{\text{кр}}/v_{\text{ш.оп}} + l_n/v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}}). \quad (29.89)$$

Вторая задача расчета соотношения (но уже неоптимального) очистных и подготовительных работ может быть сформулирована так: с какой минимально допустимой скоростью не-

обходимо проводить подготовительные выработки (штреки и разрезные печи), чтобы при определенном положении очистного забоя в действующем столбе обеспечить своевременный ввод нового столба в работу?

В данном случае не ставится задача определения оптимального соотношения между очистными и подготовительными забоями, а вопрос сводится к тому, чтобы в создавшейся ситуации (вызванной, например, несвоевременным началом подготовки) обеспечить своевременную подготовку нового очистного забоя. Понятно, что скорости проведения выработок при этом могут быть также неоптимальными.

Условия своевременности подготовки нового столба выражаются теми же формулами (29.87) и (29.88), что и в предыдущей задаче.

Приняв для упрощения скорости проведения штрека и разрезной печи одинаковыми, т. е. $v_{ш} = v_{р.п} = v_{п.в}$, и воспользовавшись формулой (29.88), получим

$$t_{пл} + L_{кр}/v_{п.в} + l_{л}/v_{п.в} + t_{мон} + t_{рез} = x/v_{оч},$$

откуда

$$v_{п.в} = (L_{кр} + l_{л})/x/v_{оч} - t_{пл} - t_{мон} - t_{рез}. \quad (29.90)$$

Если же скорость проведения разрезной печи ограничена, то задача сводится к определению скорости проведения штреков и формула принимает вид

$$v_{ш} = L_{кр}/(x/v_{оч} - l_{л}/V_{р.п} - t_{пл} - t_{мон} - t_{рез}). \quad (29.91)$$

Третья задача расчета соотношения положения очистных и подготовительных забоев формулируется следующим образом: каков фактический резерв времени на окончание подготовки нового выемочного поля (или столба) при существующем положении очистных и подготовительных забоев?

Расчет произведем для более сложного случая — разновидности столбовой системы разработки с делением этажа на подэтажи и транспортированием угля на передний участковый бремсберг.

Пусть взаимное расположение очистных и подготовительных забоев характеризуется данными, приведенными на рис. 29,5, б. Примем следующую последовательность проведения выработок в новом выемочном поле: этажные и промежуточные штреки проводятся одновременно самостоятельными бригадами; участковый бремсберг с ходком проводят снизу вверх; обе разрезные печи готовятся по завершении проведения подготовительных выработок.

Очевидно, что фактический резерв времени (мес) может быть найден из выражения

$$t_{рез.ф} = T_{оч} - T_{подг.}$$

Время подготовки оставшейся части выемочного поля $T_{\text{под}}$ следует принимать максимальным из рассчитанного:
по этажному вентиляционному штреку

$$T'_{\text{подг}} = (S_{\text{в.п}} - x_1) / v_{\text{ш.в}} + l_{\text{л}} / v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}; \quad (29.92)$$

по промежуточным штрекам

$$T''_{\text{подг}} = (S_{\text{в.п}} - x_2) / v_{\text{ш.пр}} + l_{\text{л}} / v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}; \quad (29.93)$$

по этажному транспортному штреку

$$T'''_{\text{подг}} = (S_{\text{в.п}} - x_3) / v_{\text{ш.тр}} + H_{\text{эт}} / v_{\text{х}} + t_{\text{пл}} + l_{\text{л}} / v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}}, \quad (29.94)$$

где $S_{\text{в.п}}$ — размер выемочного поля по простиранию, м; x_1, x_2, x_3 — опережение забоя штрека соответственно этажного вентиляционного, промежуточного и этажного транспортного относительно участкового бремсберга, м; $v_{\text{ш.в}}, v_{\text{ш.пр}}, v_{\text{ш.тр}}$ — скорости проведения соответственно этажного вентиляционного, промежуточного и этажного транспортного штреков, м/мес; $v_{\text{х}}$ — скорость проведения ходка участкового бремсберга, м/мес.

Зная продолжительность отработки оставшейся части действующего выемочного поля $T_{\text{оч}} = x / v_{\text{оч}}$, можно найти фактический резерв времени на подготовительные работы. Приняв, например, $T'''_{\text{подг}} = \max$, найдем

$$t_{\text{рез.ф}} = x / v_{\text{оч}} - (S_{\text{в.п}} - x_3) / v_{\text{ш.тр}} - H_{\text{эт}} / v_{\text{х}} - t_{\text{пл}} - l_{\text{л}} / v_{\text{р.п}} - t_{\text{мон}}. \quad (29.95)$$

Зная резерв времени, можно планировать дальнейшую подготовку выемочного поля исходя из наличия материальных и технических средств и числа проходческих бригад. Если $t_{\text{рез.ф}}$ окажется отрицательной величиной, то это значит, что имеется отставание в подготовке выемочного поля. Следовательно, необходимо принять меры по форсированию проведения подготовительных выработок, сокращению продолжительности сооружения присменных площадок и монтажа забойного оборудования.

Пример 1. Определить положение очистного забоя в отрабатываемом столбе, при котором необходимо начинать подготовку нового столба, при следующих данных: оптимальная скорость проведения штреков $v_{\text{ш.оп}} = 250$ м/мес; скорость проведения разрезной печи $v_{\text{р.п}} = 100$ м/мес; скорость подвигания очистного забоя $v_{\text{оч}} = 75$ м/мес; длина крыла панели $L_{\text{кр}} = 1250$ м; длина лавы, оборудованной механизированным комплексом, $l_{\text{л}} = 180$ м.

Примем продолжительность сооружения приемно-отправительных площадок панельного бремсберга $t_{\text{пл}} = 3$ мес, длительность монтажа комплекса $t_{\text{мон}} = 1$ мес и резерв времени на случай непредвиденных задержек в работе $t_{\text{рез}} = 1$ мес. Подставив их значения в формулу (29.89), найдем

$$x = 75(3 + 1250/250 + 180/100 + 1 + 1) = 885 \text{ м.}$$

Пример 2. Определить фактический резерв времени на окончание подготовки нового выемочного поля при столбовой системе разработки с транс-

портированием угля на передний участковый бремсберг (см. рис. 29.5, б) и следующих исходных данных: размер выемочного поля по простиранию $S_{в.п.}=800$ м; высота этажа $H_{эт.}=260$ м; длина лавы $l_{л.}=100$ м; опережение забоев штреков относительно участкового бремсберга — этажного вентилиационного $x_1=350$ м, промежуточных $x_2=40$ м, этажного транспортного $x_3=460$ м; очистные забои в действующем выемочном поле находятся на расстоянии $x=310$ м от участкового бремсберга; скорости проведения этажных штреков $v_{ш.в.}=v_{ш.тр.}=160$ м/мес, промежуточных штреков $v_{ш.пр.}=120$ м/мес, ходка участкового бремсберга $v_x=150$ м/мес, разрезной печи $v_{р.п.}=100$ м/мес; скорость подвигания очистных забоев $v_{оч.}=45$ м/мес; продолжительность сооружения приемно-отправительных площадок участкового бремсберга $t_{пл.}=1$ мес; длительность монтажа забойного оборудования в лаве $t_{мон.}=0,5$ мес. По формулам (29.92), (29.93) и (29.94) определяем продолжительность подготовки оставшейся части выемочного поля по направлениям:

$$T'_{подг} = (800-350)/160 + 100/100 + 0,5 = 4,3 \text{ мес};$$

$$T''_{подг} = (800-40)/120 + 100/100 + 0,5 = 7,8 \text{ мес};$$

$$T'''_{подг} = (800-460)/160 + 260/150 + 1 + 100 + 0,5 = 6,3 \text{ мес}.$$

Таким образом, максимальная продолжительность подготовки нового выемочного поля установлена по направлению промежуточных штреков (критический путь) и равна 7,8 мес. Тогда фактический резерв времени на подготовку

$$t_{рез.ф} = T_{оч} - T''_{подг} = x/v_{оч} - T''_{подг} = 310/45 - 7,8 = -0,9 \text{ мес}.$$

Следовательно, в подготовке в срок не только нет резерва времени, но и имеется даже отставание в 0,9 мес. Чтобы ликвидировать отставание, необходимо увеличить темпы проведения промежуточных штреков, на которые затрачивается основное время подготовки — 6,3 мес. Приняв необходимый резерв времени на подготовку равным $t_{рез.}=1$ мес и учитывая отставание работ, определим необходимую скорость проведения промежуточных штреков:

$$v_{ш.пр} = (800-40)/(6,3-1-0,9) = 172 \text{ м/мес}.$$

29.5. Выбор схемы технологического участка

Технологический участок является важным звеном шахты, определяющим объемы проведения и поддержания участковых подготовительных выработок, эксплуатационных расходов и капитальных вложений и т. д.

Выбор рациональной схемы технологического участка при различных вариантах систем разработки зависит от таких факторов, как мощность и угол падения пласта, устойчивость боковых пород, выдержанность элементов залегания и строение пластов, взаимное их расположение в свите, глубина разработки, водоносность месторождения и др.

В общем виде задача выбора схемы технологического участка может быть сформулирована следующим образом: требуется определить такие качественные и количественные характеристики будущей схемы технологического участка, которые обеспечат минимум (максимум) принятого критерия оптимальности за время отработки всех запасов в выемочном столбе. При этом схема технологического участка должна отвечать

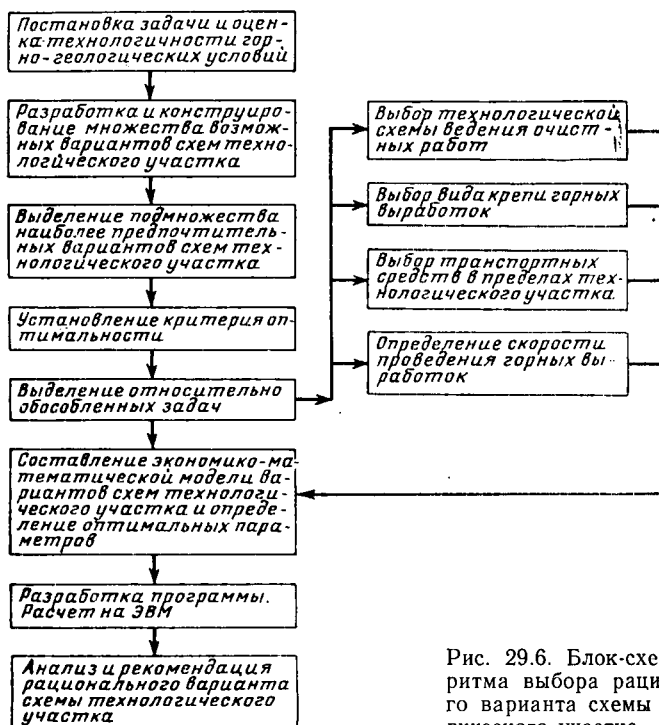


Рис. 29.6. Блок-схема алгоритма выбора рационального варианта схемы технологического участка

требованиям безопасности, удовлетворять заданной производительности и обеспечивать полную извлечения и надлежащее качество полезного ископаемого.

На основании обобщения опыта проектирования, эксплуатации и новейших научных исследований для заданных горно-геологических условий выявляется и конструируется исходное множество технически возможных вариантов схем технологического участка и производится их эскизная проработка. Блок-схема алгоритма выбора наиболее экономичного варианта схемы технологического участка и определения его рациональных параметров приведена на рис. 29.6.

Выбор схемы технологического участка осуществляется методом полного перебора вариантов с использованием ЭВМ в несколько этапов, с последующей увязкой промежуточных решений.

Лучшим вариантом считается такая схема технологического участка, которая наиболее полно удовлетворяет совокупности технических и экономических требований, а именно:

в техническом отношении она должна обеспечивать наибольшую механизацию работ, высокую производительность и фон-

довооруженность труда рабочего по участку, а также минимальные потери угля в недрах и безопасные условия труда;

в экономическом отношении она должна обеспечивать минимальные суммарные капитальные вложения и эксплуатационные расходы по выемке угля, проведению и поддержанию выработок, транспортированию угля в пределах выемочного участка, проветриванию и др.

Критерием выбора рационального варианта схемы технологического участка является минимум затрат на извлечение 1 т промышленных запасов угля в выемочном столбе.

Функция цели экономико-математической модели схемы технологического участка имеет вид

$$C_i = C_{лi} + \kappa_{N_{oi}} + C_{м.дi} + C_{прi} + R_{подi} + C_{тi} + \kappa_{N_{тi}} \rightarrow \min,$$

где i — индекс варианта; $C_{лi}$ — эксплуатационные затраты в лаве по i -му варианту; $\kappa_{N_{oi}}$ — сумма амортизационных отчислений на капитальный ремонт очистного оборудования по i -му варианту, $\kappa_{N_{oi}} = K_{ки} N_{oi} t_i$, ($K_{ки}$ — капитальные затраты на оборудование очистного забоя по i -му варианту; N_{oi} — норма амортизационных отчислений на капитальный ремонт очистного оборудования; t_i — продолжительность отработки выемочного столба по i -му варианту); $C_{м.дi}$ — суммарные эксплуатационные затраты по i -му варианту на монтаж и демонтаж оборудования в лаве; $C_{прi}$ — суммарные эксплуатационные затраты по i -му варианту на проведение выработок в пределах выемочного участка (штреки, разрезная печь, сбойки и др.); $R_{подi}$ — суммарные затраты по i -му варианту на поддержание выработок в период их проведения и при ведении очистных работ; $C_{тi}$ — эксплуатационные затраты по i -му варианту на транспортирование в пределах выемочного участка (по штрекам, бремсбергам и т. д.); $\kappa_{N_{тi}}$ — сумма амортизационных отчислений на капитальный ремонт транспортного оборудования по i -му варианту, $\kappa_{N_{тi}} = K_{ти} N_{ти} t_i$ ($K_{ти}$ — капитальные затраты на транспортное оборудование по i -му варианту; $N_{ти}$ — норма амортизационных отчислений на капитальный ремонт транспортного оборудования).

На область допустимых значений функции накладываются следующие ограничения:

по объему капитальных вложений и эксплуатационных расходов

$$\sum_{i=1}^m K_i x_i \leq K; \quad \sum_{i=1}^m C_i x_i \leq C;$$

по допустимой нагрузке на очистной забой

$$A_{гоч} \geq A_{очi} x_i \geq \min A_{оч.ср};$$

по допустимым сечениям горных выработок

$$F_{i \max} \geq F_i x_i \geq \{F_{i \text{тр}}, F_{i \text{в}}\};$$

по альтернативности принимаемых решений

$$x_i = \begin{cases} 0 \\ 1 \end{cases},$$

где K_i — капитальные затраты на осуществление i -го варианта; x — символ принятия i -го варианта; K — заданный объем капитальных вложений; C_i — эксплуатационные расходы на функционирование i -го варианта; C — заданный объем эксплуатационных расходов; $A_{\text{гоч}}$ — допустимая по газовому фактору нагрузка на очистной забой в i -м варианте; $A_{\text{оч}i}$ — нагрузка на очистной забой в i -м варианте; $A_{\text{оч.ср}}$ — средняя нагрузка на очистной забой в данном угольном районе; $F_{i \max}$ — максимальная площадь поперечного сечения выработок, обусловленная возможностями проходческой техники; F_i — площадь поперечного сечения выработки в i -м варианте; $F_{i \text{тр}}$ — площадь поперечного сечения выработки по габаритам транспортных средств; $F_{i \text{в}}$ — площадь поперечного сечения выработки по скорости проходящего в ней воздуха в i -м варианте.

Принципиальную структуру экономико-математической модели, предназначенной для выбора рациональной схемы технологического участка, определяет целевая функция с системой ограничений и номенклатурой входных и выходных переменных.

Входные независимые переменные содержатся в массивах исходных данных и включают:

горно-геологические характеристики шахтного поля и отдельных пластов (мощность, угол падения, глубина залегания, газоносность пластов и др.);

технологические и горнотехнические характеристики, определяющие состояние производства в рассматриваемый момент (нагрузка на очистной забой, характеристика технологических звеньев, расположение горных выработок, размеры свободных участков и пр.).

Управляемые (оптимизируемые) параметры задаются в массивах исходных данных и включают:

варианты схем технологических участков, порядок и направление их отработки, виды механизации очистных и транспортных работ, параметры сети горных выработок и др.

Выходные параметры вычисляются в процессе реализации экономико-математической модели и характеризуют изменения объемов работ и уровня затрат по каждому i -му варианту. Вычисляемые в модели переменные ($A_{\text{оч}}$, $l_{\text{л}}$, $L_{\text{ст}}$) могут быть использованы в качестве ограничений и дополнительных условий

при выборе наиболее эффективного варианта схемы подготовки шахтного поля. К числу таких переменных относятся объем эксплуатационных расходов, объем горных работ и др.

Блок-схема алгоритма реализации экономико-математической модели выбора схемы технологического участка и определения ее оптимальных параметров показана на рис. 29.7. Блок 1 устанавливает номер рассматриваемого варианта. Блок 2 осуществляет ввод исходных данных по одному из принятых к рассмотрению наиболее предпочтительных для заданных горно-геологических условий вариантов. Блок 3 определяет рабочую скорость подачи комбайна, которая рассчитывается по мощности привода, тяговому усилию, скорости крепления очистного забоя, и принимается меньшая из них. Для тонких и весьма тонких пластов рассчитанная скорость подачи проверяется по скорости передвижения машиниста вслед за комбайном. Блоки 4 и 5 задают начальные значения длины столба и очистного забоя. Блок 6 определяет нагрузку на очистной забой по организационным факторам с учетом надежности очистного и транспортного оборудования. Блок 7 устанавливает допустимую нагрузку на очистной забой по газовому фактору. Блок 8 сравнивает нагрузку на очистной забой, рассчитанную по организационным факторам, с нагрузкой по газовому фактору. Если нагрузка на очистной забой, определенная по организационным факторам, превышает допустимую нагрузку по газовому фактору, то это означает, что принятая длина очистного забоя не удовлетворяет условиям эффективного проветривания и дальнейшие расчеты нет необходимости выполнять. В этом случае управление передается блоку 22.

Блок 9 определяет промышленные запасы угля в пределах технологического участка. Блок 10 выбирает площадь поперечного сечения подготовительных выработок из условий размещения транспортного оборудования и допустимой скорости движения воздуха по выработкам. Блоки 11—13 определяют соответственно затраты на проведение подготовительных выработок, их поддержание и транспортирование грузов в пределах технологического участка. Блоки 14 и 15 устанавливают затраты на монтаж и демонтаж очистного оборудования и очистные работы. Блоки 16 и 17 определяют затраты на амортизацию очистного и транспортного оборудования на капитальный ремонт. Блок 18 находит суммарные затраты на извлечение 1 т промышленных запасов угля в пределах технологического участка. Блок 19 осуществляет печать результатов расчета по рассматриваемому варианту (длина столба, длина лавы, нагрузка на очистной забой, затраты на извлечение 1 т промышленных запасов и др.).

Блок 20 сравнивает текущее значение длины очистного забоя с его конечным значением, определенным исходными дан-

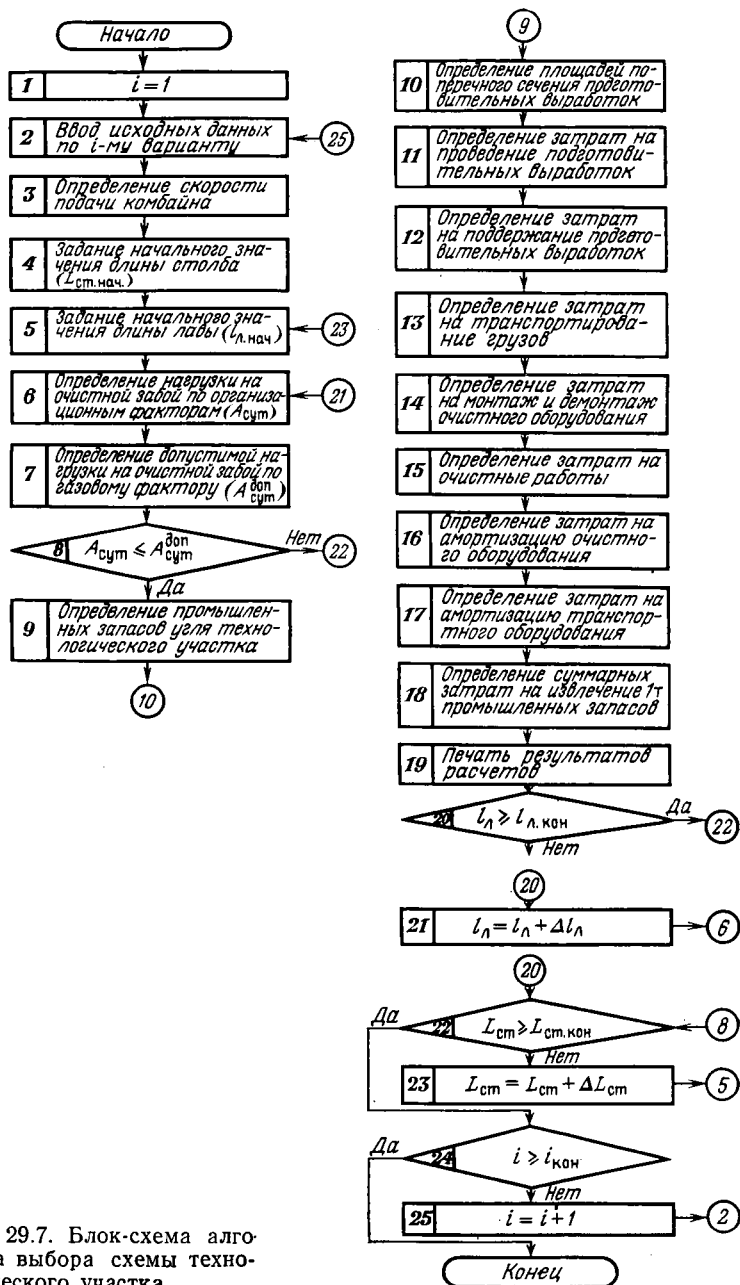


Рис. 29.7. Блок-схема алгоритма выбора схемы технологического участка

ными. Если текущее значение длины очистного забоя меньше его конечного значения, то определяется новое значение длины очистного забоя (блок 21) и управление передается на блок 6. Блок 22 сравнивает текущее значение длины столба с его конечным значением. Если текущее значение длины столба не достигло его конечного значения, то вычисляется его новое значение (блок 23) и управление передается на блок 5.

Блок 24 сравнивает текущее значение номера рассматриваемого варианта с числом принятых к рассмотрению наиболее предпочтительных вариантов. Если все варианты схем отработки запасов технологического участка рассмотрены, то работа алгоритма заканчивается. В противном случае определяется номер следующего из наиболее предпочтительных вариантов (блок 25) и управление передается на блок 2.

Расчет изменения затрат на извлечение 1 т промышленных запасов угля производится при детерминированных числовых значениях вынимаемой мощности m и угла падения α пласта, глубины разработки и других факторов путем варьирования длины лавы l_d и длины выемочного столба $L_{ст}$.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Назовите факторы, влияющие на производственную мощность шахты.
2. Какие основные факторы определяют порядок расчета размеров шахтного поля?
3. Почему считается возможным оптимизировать высоту выемочного горизонта?
4. Перечислите порядок выбора вариантов вскрытия шахтного поля.
5. Что является главным при выборе наивыгоднейшего варианта вскрытия?
6. Каковы отличия в определении общей линии очистных забоев при разработке пологих и крутых пластов?
7. Назовите составляющие приведенных затрат.
8. Какие ограничения накладываются на целевую функцию при экономико-математическом моделировании выбора схемы подготовки шахтного поля?
9. Проанализируйте взаимосвязь длины лавы и скорости подвигания очистного забоя и порядок определения их оптимальных значений.
10. Как учитывается надежность оборудования при определении оптимальной длины лавы?
11. Какие соображения следует принимать во внимание при оптимизации размеров выемочного поля?
12. При каких соотношениях воспроизводства очистного фронта обеспечивается нормальная работа участков с максимальным экономическим эффектом?
13. Назовите факторы, оказывающие решающее влияние на выбор схемы технологического участка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Айруни А. Т., Слепцов Е. И. Выемка выбросоопасных угольных пластов за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1981.
2. Бодруков Л. Д. Совершенствование средств механизации концевых операций в комплексно-механизированных лавах за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1985.
3. Большойский М. И., Бельская Н. Р. Состояние проблемы борьбы с выбросами за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1984.
4. Братченко Б. Ф., Хорин В. Н. Угольная промышленность США. М., Недра, 1971.
5. Григорьев Г. Ф., Гапанович Л. Н. Современный опыт разработки мощных угольных пластов за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1969.
6. Докукин А. В., Ершов Н. Н., Костин В. А. Горнодобывающая промышленность Турции. М., ЦНИЭИУголь, 1979.
7. Дубровский Е. М., Челябинова Н. А. Техника, технология и экономика струговой выемки угля за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1985.
8. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., Недра, 1972.
9. Запасы углей стран мира/Н. Г. Железнов, Ю. Я. Кузнецов, А. К. Матвеев и др. М., Недра, 1983.
10. Интенсификация добычи угля на шахтах ФРГ/Н. К. Гринько, В. А. Матвеев, И. Д. Посыльный и др. М., ЦНИЭИУголь, 1973.
11. Кафорин Л. А., Кункель А. А., Харченко В. А. Новые технологические схемы поверхности шахт. М., Недра, 1978.
12. Киячков А. П. Технология горного производства. М., Недра, 1985.
13. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/Под ред. А. С. Бурчакова и Ф. Ф. Кузюкова. М., Недра, 1982.
14. Кузнецов Г. И., Гановский А. З. Техника, технология и организация труда в высокопроизводительных длинных очистных забоях за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1980.
15. Кундель Х. Выемка угля. Перевод с нем. Под ред. В. И. Парамонова. М., Недра, 1986.
16. Михайлов В. М. Опыт разработки угольных пластов длинными очистными забоями в США, Канаде, Австралии и ЮАР. М., ЦНИЭИУголь, 1969.
17. Нильва Э. Э., Игнатьев В. И. Основные направления развития техники и технологии проведения подготовительных выработок за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1982.
18. Основные технические направления развития угольной промышленности капиталистических стран Западной Европы. М., ЦНИЭИУголь, 1979.
19. Паальме Г. Д., Вахер Э. Технический прогресс в сланцедобывающей промышленности. Таллинн, Валгус, 1980.
20. Покровский Н. М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Ч. II. Технология сооружения вертикальных, наклонных выработок и камер. М., Недра, 1982.
21. Подэрни Р. Ю. Угольная промышленность США. М., Недра, 1968.
22. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1986.
23. Сапицкий К. Ф., Соловьев Г. И. Угольные месторождения развивающихся стран. Донецк, ДПИ, 1984.
24. Саховалер А. Ю. Экономика и перспективы развития угольной промышленности стран Европейского экономического сообщества. М., ЦНИЭИУголь, 1984.

25. *Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей*/Под ред. Б. Ф. Братченко. М., Недра, 1985.

26. *Терминологический словарь*. Горное дело/Л. И. Барон, Г. П. Демидюк, Г. Д. Лидин и др. М., Недра, 1981.

27. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых*/Под ред. А. С. Бурчакова, М., Недра, 1983.

28. *Угольная промышленность Великобритании и Франции*/Под ред. Б. Ф. Братченко. М., Недра, 1971.

29. *Федюкин В. А., Шилин А. А.* Зарубежный опыт бурения стволов и скважин большого диаметра. М., ЦНИЭИУголь, 1986.

30. *Экбер Б. Я., Маркус М. Н.* Прогрессивные технологические схемы разработки короткими очистными забоями на гидрошахтах. М., ЦНИЭИУголь, 1984.

31. *Яцких В. Г., Спектор Л. А., Кучерявый А. Г.* Горные машины и комплексы. М., Недра, 1984.

АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

Агрегат очистной 235

Б

Блок 63

Бремсберг:

капитальный 57

панельный 57

участковый 57

Бурение шпуров 210

— скважин 210

В

Вскрытие шахтного поля 73

Выемка угля:

комбайновая 235, 345

очитная 235

струговая 236

узкозахватная 236

широкозахватная 236

Выработка:

вскрывающая 53, 74

вспомогательная 74

групповая 141

пластовая 141

подготовительная 53

подземная 53

полевая 141

очистная 54

Г

Гезенк 56

Горизонт выемочный 62

Границы шахтного поля 60

Группа пластов 67

Д

Длина уступа 203

Доставка угля 238

З

Закладка 247

Запасы полезных ископаемых:

балансовые 23

вскрытые 25

геологические 22

готовые к выемке 25

забалансовые 23

подготовленные 25

промышленные 23

К

Камера 58

Квершлаг 56:

задний 204

капитальный 76

передний 196

погоризонтный 76

промежуточный 141

этажный 76

Крепь:

агрегатная 241

анкерная 221

арочная 219

горная 53

индивидуальная 240

комплектная 241

механизированная 241

оградительная 244

органная 230

щитовая 245

Кровля горной выработки 54

Крыло выемочного поля 66

— шахтного поля 62

Л

Лава 58

М

Месторождение угольное 10

Мощность пласта:

вынимаемая 14

полезная 14

полная 14

Н

Надработка пласта 72

О

Околоствольный двор 58

Орт 57

Отбойка угля 235

Отвод горный 60

Охрана выработки 227

П

Панель 66

Пласт:

выбросоопасный 72

защитный 72

Поверхность шахты 132

Подготовка выемочного поля 146
— шахтного поля 140

Поддержание выработки 228

Подработка пласта 72

Поле:

бремсберговое 62

выемочное 65

уклонное 62

Порядок отработки:

восходящий 69

нисходящий 69

обратный 67

прямой 67

Потери полезного ископаемого 24:

общешахтные 24

эксплуатационные 24

Производственная мощность шахты 347

Производительность пласта 24, 347

Просек 57

Р

Растяжка уступа 203

С

Сбойка 57

Система разработки:

камерная 314

камерно-столбовая 317

комбинированная 204

сплошная 186

столбовая 186

Скат 58

Скважина 59

Слои:

горизонтальные 327

наклонные 327

поперечно-наклонные 327

Способ вскрытия 73

Способ отбойки угля:

буровзрывной 235

гидравлический 322

механический 235

механогидравлический 235

Способ подготовки:

пластовый 145

пластово-полевой 145

полевой 145

Ствол:

вентиляционный 80, 86

вертикальный 54

вспомогательный 54, 83

главный 54

наклонный 57

слепой 56

фланговый 80

шахтный 54

Схема вскрытия 73

Схема подготовки:

панельная 142

погоризонтная 142

этажная 143

Схемы вентиляции 80

Т

Технологическая схема очистных работ 234

У

Уклон 57

Управление кровлей:

закладкой 247

обрушением 246

удержанием на кострах 247

Участок выемочный 66

Х

Ходок 58

Ш

Шахта 59

Шахтное поле 60

Шпур 59

Штольня 66

Штрек:

вентиляционный 56

откаточный 56

сборный 315

этажный 65

ярусный 188

Шурф 54

Э

Этаж 65

Я

Ярус 66

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Раздел первый. ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ БАЛАНС МИРА. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОСНОВНЫХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СТРАН МИРА И ЗАПАСАХ УГЛЯ. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ	4
1. Топливо-энергетический баланс Мира	4
1.1. Состояние энергетического баланса и добыча угля	4
1.2. Мировые запасы угля	6
1.3. Основные направления использования угля	8
2. Технологическая характеристика объекта	10
2.1. Природа образования, физико-химические и механические свойства угля	10
2.2. Основные горно-геологические характеристики залегания угольных пластов	14
3. Запасы полезных ископаемых и порядок их подсчета	19
3.1. Классификация запасов ископаемых углей	19
3.2. Запасы угля в шахтном поле	23
4. Характеристика основных угольных бассейнов и месторождений стран Мира	25
4.1. Европа	25
4.2. Азия	38
4.3. Америка	43
4.4. Африка	47
4.5. Австралия	51
Контрольные вопросы для самопроверки	51
Раздел второй. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ	53
5. Основные понятия о шахте и терминология	53
5.1. Горные выработки	53
5.2. Шахта. Шахтное поле	59
5.3. Деление шахтного поля на части	62
6. Порядок отработки частей шахтного поля и пластов в свите	67
6.1. Порядок и последовательность отработки частей шахтного поля	67
6.2. Порядок отработки пластов в свите	70
Контрольные вопросы для самопроверки	72
Раздел третий. ВСКРЫТИЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	73
7. Схемы и способы вскрытия	73
7.1. Факторы, определяющие выбор схемы и способа вскрытия	73
7.2. Вскрывающие выработки	74
7.3. Классификация схем и способов вскрытия шахтных полей	76
7.4. Число стволов в шахтном поле	79
7.5. Связь схем вентиляции и вскрытия	80

8. Вскрытие шахтных полей вертикальными стволами	82
8.1. Сущность способа вскрытия и технологии проходки вертикальных стволов	82
8.2. Способы вскрытия при одnogоризонтной схеме	86
8.3. Способы вскрытия при многогоризонтной схеме	93
8.4. Особенности вскрытия при гидравлической добыче угля	103
9. Вскрытие шахтных полей наклонными стволами и штольнями	105
9.1. Вскрытие наклонными стволами и способы их проходки	105
9.2. Вскрытие штольнями и способы их проходки	110
10. Комбинированный способ вскрытия	112
10.1. Сущность способа	112
10.2. Вскрытие при одnogоризонтной схеме	112
11. Околоствольные двory	115
11.1. Классификация и технологические схемы околоствольных дворов	115
11.2. Камеры	122
11.3. Аккумулирующие емкости околоствольных дворов	127
11.4. Факторы, определяющие выбор типа околоствольного двора	130
12. Поверхность шахты	132
12.1. Технологические комплексы поверхности угольных шахт	132
12.2. Генеральный план поверхности шахты	136
Контрольные вопросы для самопроверки	138
 Раздел четвертый. ПОДГОТОВКА ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ	 140
13. Схемы и способы подготовки шахтных полей	140
13.1. Общие положения	140
13.2. Выработки, проводимые при подготовке шахтного поля	140
13.3. Классификация схем и способов подготовки шахтных полей	141
13.4. Узлы сопряжений горизонтальных и наклонных выработок. Шахтный транспорт	146
14. Погоризонтная схема подготовки	153
14.1. Сущность схемы	153
14.2. Способы погоризонтной подготовки	156
15. Панельная схема подготовки	161
15.1. Сущность схемы	161
15.2. Панельная схема при индивидуальной подготовке пластов	163
15.3. Панельная схема при групповой подготовке пластов	170
16. Этажная схема подготовки	173
16.1. Сущность схемы	173
16.2. Этажная схема при индивидуальной подготовке пластов	175
16.3. Этажная схема при групповой подготовке пластов	177
Контрольные вопросы для самопроверки	183
 Раздел пятый. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	 184
17. Системы разработки пластовых месторождений	184
17.1. Факторы, определяющие выбор системы разработки	184
17.2. Классификация систем разработки	185

18. Системы разработки без разделения пластов на слои	187
18.1. Системы разработки длинными столбами	187
18.2. Сплошные системы разработки	200
18.3. Комбинированные системы разработки	204
19. Технологические схемы проведения и поддержания подготовительных выработок в выемочном поле	206
19.1. Технология и механизация проведения выработок	206
19.2. Охрана и поддержание подготовительных выработок	226
20. Очистные работы в длинных забоях	234
20.1. Общие сведения	234
20.2. Механизация очистной выемки угля узкозахватными комбайнами с механизированными крепями	251
20.3. Концевые операции в длинных очистных забоях при выемке угля узкозахватными комбайнами	275
20.4. Технологические схемы отработки запасов с подвиганием очистных забоев по криволинейной траектории	280
20.5. Струговая выемка угля	285
20.6. Технологические схемы очистных работ с применением струговых агрегатов	295
20.7. Технологические схемы очистных работ с применением индивиду- альной крепи	301
21. Особенности технологических схем разработки выбросоопасных пластов	305
21.1. Общие сведения	305
21.2. Ведение подготовительных работ	306
21.3. Очистные работы	310
22. Технологические схемы очистных работ в коротких забоях	314
22.1. Камерные системы разработки	314
22.2. Системы разработки короткими столбами и камерно-столбовые	317
23. Технологические схемы гидравлической добычи угля	322
23.1. Общие сведения	322
23.2. Системы разработки и технология	324
24. Технологические схемы разработки мощных пластов с разделением на слои	327
24.1. Разработка наклонными слоями	328
24.2. Разработка поперечно-наклонными и горизонтальными слоями	336
25. Геотехнологические методы разработки месторождений полезных ис- копаемых	338
Контрольные вопросы для самопроверки	344
Раздел шестой. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХ- НОЛОГИИ И МЕХАНИЗАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	345
26. Определение нагрузки на лаву и мощности шахты	345
26.1. Нагрузка на лаву	345
26.2. Мощность шахты	347
27. Определение основных параметров вскрытия шахтного поля. Выбор рационального варианта вскрытия	350
27.1. Размеры шахтного поля	350
27.2. Оптимальная высота горизонта	357
27.3. Выбор рационального варианта вскрытия шахтного поля	374

28. Выбор схемы подготовки и определение ее основных параметров	378
28.1. Действующая, резервная и общая линия очистных забоев, ее расчет и размещение в шахтном поле	378
28.2. Определение размера панели по простиранию	388
28.3. Выбор схемы подготовки шахтного поля	388
29. Определение основных параметров технологического участка. Выбор схемы технологического участка	392
29.1. Определение оптимальной длины лавы и скорости подвигания забоя по экономическим факторам	392
29.2. Определение оптимальной длины лавы с учетом надежности оборудования	399
29.3. Определение оптимальных размеров выемочного поля	404
29.4. Расчет оптимального соотношения между очистными и подготовительными забоями	413
29.5. Выбор схемы технологического участка	417
Контрольные вопросы для самопроверки	423
Список литературы	424
Алфавитно-предметный указатель	426

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Бурчаков Анатолий Семенович
Жежелевский Юрий Александрович
Ярунин Сергей Александрович

**ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ
ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Заведующий редакцией *Е. И. Кит*
Редактор издательства *Г. Ф. Григорьев*
Технический редактор *Л. Г. Лаврентьева*
Корректор *Л. В. Зайцева*

ИБ № 7713

Сдано в набор 26.01.89. Подписано в печать 18.04.89. Т-08481. Формат 60×90^{1/16}. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 27,0. Усл. кр.-отт. 27,0. Уч.-изд. л. 28,75. Тираж 2550 экз. Заказ 845/1749—7. Цена 1 р. 30 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, 3.

Московская типография № 11 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 113105, Москва, Нагатинская ул., д. 1.