
А.С.БУРЧАКОВ · Н.К.ГРИНЬКО

А.Б.КОВАЛЬЧУК

•

ТЕХНОЛОГИЯ
ПОДЗЕМНОЙ
РАЗРАБОТКИ
ПЛАСТОВЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ

•

А. С. БУРЧАКОВ, Н. К. ГРИНЬКО,
А. Б. КОВАЛЬЧУК

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Под общей редакцией
лауреата Государственной премии СССР,
проф., д-ра техн. наук
А. С. БУРЧАКОВА*

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ, ПЕРЕРАБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ

*Допущено Министерством высшего и среднего специального
образования СССР в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности «Технология
и комплексная механизация подземной разработки
месторождений полезных ископаемых»*



МОСКВА «НЕДРА» 1978

Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Ковальчук А. Б. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. 2-е изд., перераб. и доп. М., «Недра», 536 с.

Книга написана в соответствии с программой курса «Технология подземной разработки пластовых месторождений» для студентов высших учебных заведений по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки полезных ископаемых» (0202) специализации «Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений».

В книге рассмотрены вопросы вскрытия, подготовки и разработки угольных пластов в тесном единстве и взаимообусловленности, определяемой системой отработки запасов месторождения или отдельных шахтных полей. Приведены принципы конструирования технологических схем угольных шахт, учитывающие их надежность и возможные изменения в период эксплуатации. Описаны наиболее прогрессивные технические решения в области создания высокопроизводительных угольных шахт в СССР и за рубежом. Учитывая частые изменения конструктивных форм оборудования очистных и подготовительных работ, а также средств магистрального и вспомогательного внутришахтного транспорта, обусловленного быстрым прогрессом техники, авторы при изложении курса стремились освещать преимущественно основные принципиальные положения без указания конкретных средств, обеспечивающих функционирование технологической схемы шахты или ее отдельных элементов.

Книга является учебником для студентов горных вузов и факультетов указанной специальности, а также может быть использована инженерами-производственниками и проектировщиками.

Р е ц е н з е н т ы :

Коллектив кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» Карагандинского политехнического института (зав. кафедрой академик АН Каз.ССР, проф., д-р техн. наук А. С. Сагинов) и проф. Г. П. Ананьин (кафедра «Комплексная механизация горных работ» Тульского политехнического института).

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящий учебник написан в соответствии с программой курса «Технология подземной разработки пластовых месторождений», являющегося профилирующим при подготовке горных инженеров по специальности 0202 «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» специализации «Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых».

Являясь самостоятельной работой, он в то же время логически продолжает собой учебник «Процессы подземных горных работ» * и тесно увязан с изучением курса «Проектирование шахт», завершающего цикл специальных дисциплин для специальности 0202.

От первого издания настоящий учебник отличается системным изложением материала, наиболее полным рассмотрением аналитических методов обоснования параметров технологической схемы шахты в целом, а также отдельных ее элементов.

В учебнике излагаются современные и перспективные направления подземной разработки пластовых месторождений.

Книга написана совместно А. С. Бурчаковым, Н. К. Гринько, А. Б. Ковальчуком. Кроме того, раздел первый, гл. II написан Ю. А. Жежелевским, О. В. Михеевым совместно с А. С. Бурчаковым; раздел первый, гл. III, раздел второй, гл. XI (§ 1, 2, 3), раздел третий, гл. II, III, IV, V, раздел четвертый, гл. VII, раздел шестой, гл. III (§ 2) — О. В. Михеевым, Ю. А. Жежелевским совместно с А. Б. Ковальчуком; раздел пятый, гл. II, III, IV — И. А. Кузьмичем совместно с Н. К. Гринько; раздел шестой, гл. II, III (§ 1, 4), IV, VI — А. С. Кузьмичем и К. П. Бетанели; раздел шестой, гл. V — Ю. И. Бурчаковым, И. Н. Сальниковым и М. А. Сребным; раздел шестой, гл. VII — В. П. Пономаревым совместно с А. С. Бурчаковым и А. Б. Ковальчуком; раздел седьмой — М. Л. Жигаловым.

Авторы весьма благодарны проф. д-ру техн. наук Я. Э. Некрасовскому за ценные замечания и дополнения, сделанные при работе над рукописью учебника.

В подготовке и оформлении рукописи учебника большую помощь оказал горн. инж. В. Н. Штанько.

Все замечания и пожелания по улучшению учебника будут приняты авторами с благодарностью.

* А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, И. Л. Черняк. «Процессы подземных горных работ». М., «Недра», 1976. 408 с.

ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ КУРСА

Горнодобывающая промышленность предоставляет народному хозяйству топливо, руды металлов, удобрения и другие необходимые минералы и горные породы, и ее развитие имеет первостепенное значение для экономики страны.

В топливном балансе СССР за минувшее пятилетие доля угля снизилась с 39 до 34%, но абсолютная добыча угля продолжает расти. В «Основных направлениях развития народного хозяйства СССР», принятых на XXV съезде КПСС, ставится задача увеличить добычу угля в 1980 г. до 790—810 млн. т. Основная роль в добыче угля принадлежит подземному способу. И хотя в девятой пятилетке опережающими темпами развивался открытый способ добычи, подземным способом получено 68,3% общего объема добытого угля. Больше того, в силу особенностей угольных месторождений, самые ценные угли, идущие на коксование, и антрациты, добываются практически только подземным способом.

Подземная разработка полезного ископаемого требует проведения сети выработок, при этом большое значение имеет расположение выработок, обеспечивающих доступ к полезному ископаемому, и определенный порядок отработки запасов.

С проникновением на более глубокие горизонты горно-геологические условия усложняются: возрастают температура и газообильность, увеличивается опасность внезапных выбросов угля и газа, горных ударов. Наряду с этим требуется постоянное улучшение условий труда, техники безопасности, повышение производительности труда, снижение себестоимости. Решить эту проблему возможно только путем комплексного обоснования вопросов вскрытия, подготовки, систем разработки и механизации производственных процессов. В этом заключается главная задача курса.

Примером комплексного решения этой проблемы является строительство и эксплуатация крупных, высокомеханизированных шахт. К ним относятся: «Распадская» в Кузбассе производительной мощностью 7,5 млн. т; «Воргашорская» в Печорском бассейне — 4,5 млн. т; «Красноармейская-Капитальная» в Донбассе — 4,0 млн. т и др.

Современная угольная шахта — это комплексно механизированное и автоматизированное горнодобывающее предприятие большой мощности с высоким уровнем концентрации и интенсификации производства, имеющее поточный характер основных технологических процессов. Поэтому горный инженер — специалист по разработке месторождений полезных ископаемых

должен знать принципы раскройки шахтных полей, системы вскрытия, подготовки и разработки месторождений, технологию ведения горных работ на базе широкого использования современной комплексно механизированной и автоматизированной горнодобывающей техники.

ИСТОРИЯ, СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

Первая угольная шахта России начала действовать в Донецком бассейне в 1796 г., однако до последней четверти XIX в. угольная промышленность России практически не развивалась из-за социально-экономической отсталости страны и отдаленности Донбасса от промышленных районов Центра, Урала и черноморских портов при отсутствии удобных транспортных коммуникаций. Заметный рост добычи угля был связан со строительством в 70-е годы XIX в. в Донбассе железных дорог и развитием металлургии на Юге страны. Перед первой мировой войной в России добывалось 29,2 млн. т угля (из них 25,3 млн. т — в Донбассе), что было меньше в 10 раз, чем в Великобритании и Германии и в 18 раз — чем в США. На долю России приходилось лишь 2% мировой добычи угля.

В 1918—1921 гг. во время интервенции и гражданской войны большая часть шахт Донбасса была выведена из строя и годовая добыча упала до 5,8 млн. т. Ценой огромных усилий Донбасс был поднят из руин и восстановлен за 7 лет. Для восстановления значительно меньшего бассейна Нор и Па-де-Кале во Франции в то время потребовалось 10 лет.

Крутой подъем угольной промышленности произошел в 1928—1940 гг., когда в стране осуществлялась грандиозная программа индустриализации. Одновременно с ускоренным развитием Донбасса, как главного поставщика топлива, были созданы новые крупные топливные базы в Кузнецком и Карагандинском бассейнах для Урало-Кузнецкого промышленного комплекса. Угольная промышленность начала развиваться также в Подмосковье, на Дальнем Востоке и в других районах. За этот период добыча угля в стране возросла примерно в 5 раз и составила в 1940 г. 163 млн. т, в том числе в Донецком бассейне 81 млн. т. Созданное тогда же горное машиностроение обеспечило возможность в короткий срок оснастить шахты современным для того времени отечественным оборудованием, и уже в конце 30-х годов советская угольная промышленность заняла по уровню механизации добычи угля ведущее место в мире.

Вторая мировая война нанесла огромный ущерб угольной промышленности Советского Союза. Действующие и строящиеся шахты Донбасса были почти полностью разрушены и затоплены. Все шахтные сооружения на поверхности были взорваны. Это потребовало огромных затрат на восстановление шахт Донбасса, которое длилось почти шесть лет.

За послевоенные 30 лет добыча угля в СССР возросла по сравнению с 1940 г. почти в 4 раза и в 1976 г. достигла 712 млн. т, или более 20% мировой добычи.

Основными направлениями развития угольной промышленности предусматриваются: существенное улучшение размещения угледобывающих предприятий и структуры добычи угля путем вовлечения в разработку угольных месторождений с наиболее благоприятными условиями освоения и эксплуатации, в первую очередь пригодных для открытого способа; реконструкция, модернизация действующих шахт, разрезов и обогатительных фабрик и строительства мощных угольных предприятий; концентрация производства во всех сферах работы отрасли; дальнейшее техническое перевооружение угольных предприятий на основе комплексной механизации и автоматизации производственных процессов и широкой конвейеризации; создание и внедрение высокопроизводительной и надежной техники и прогрессивной технологии; комплексное использование топлива.

В ближайшее время должны быть осуществлены мероприятия по ускорению ввода в эксплуатацию крупных предприятий и завершению коренной реконструкции действующих, созданию новых и значительному расширению угольных баз на Востоке страны, существенному увеличению объемов обогащения углей, созданию предприятий для комплексного использования угля, дальнейшему совершенствованию организации управления производством, планирования и экономического стимулирования, обеспечению опережающего развития научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ.

Развитие угольной промышленности базируется на широком использовании научных достижений. В свою очередь, наука постоянно обогащается связью с производством в разрешении задач, возникающих в процессе развития промышленности. Еще в первой половине XVIII века М. В. Ломоносов создал первые основы геологических наук, горного, обогатительного и маркшейдерского дела, равно как и металлургии. В XIX веке огромный вклад в развитие горного дела внесли выдающиеся ученые А. П. Карпинский, Ф. Н. Чернышев, А. И. Узатис, Г. Д. Романовский, А. И. Тимме. С начала XX века, в связи с бурным развитием горной промышленности, началась плодотворная деятельность выдающихся ученых в области горного дела — Б. И. Бокия, В. И. Баумана, М. М. Протодьяконова, Н. И. Трушкова, А. А. Скочинского, А. М. Терпигорева.

Проф. Б. И. Бокий является основоположником нового направления в научной разработке вопросов горного дела — аналитико-математических методов при проектировании горных предприятий. Проф. В. И. Бауман является родоначальником школы русских маркшейдеров. Автором многочисленных исследований по теории горного давления, по креплению горных выработок и вентиляции был проф. М. М. Протодьяконов.

Акад. А. А. Скочинский является основоположником выдающейся школы специалистов по вопросам вентиляции шахт.

Акад. А. М. Терпигоров создал известные учебники по рудничному транспорту и горным машинам.

Середина XX века выдвинула плеяду крупных ученых-академиков: Л. Д. Шевякова, Н. В. Мельникова, В. С. Пака, М. М. Федорова, член-корреспондентов АН СССР М. И. Агошкова, В. В. Ржевского, Н. А. Зайцева и др.

Усилиями советских ученых решен ряд важнейших проблем в области эксплуатации угольных месторождений, разработки новой высокопроизводительной горной техники, улучшении условий труда шахтеров и т. д.

Перед научными, проектными и конструкторскими организациями угольной промышленности стоит задача осуществления развития промышленности в соответствии с «Основными направлениями развития народного хозяйства СССР на 1976—1980 годы», принятыми на XXV съезде КПСС, а именно:

в угольной промышленности довести добычу угля в 1980 г. до 790—810 млн. т;

в широких масштабах совершенствовать технику и технологию и на этой основе обеспечить ускорение темпов роста добычи угля, улучшение его качества, дальнейшее повышение эффективности работы отрасли;

сосредоточить работу по реконструкции и модернизации в первую очередь на тех шахтах и разрезах, на которых применение прогрессивной технологии и новой техники обеспечит наибольший рост добычи угля, значительное повышение производительности труда и улучшение других технико-экономических показателей;

широко развернуть работы по добыче угля открытым способом в восточных районах страны;

в целях значительного увеличения топливно-энергетических ресурсов в перспективе наряду с развитием действующих угольных бассейнов — Донецкого, Кузнецкого, Карагандинского, Печорского и других ускорить развитие Южно-Якутского угольного района. Развернуть работы по ускоренному созданию Канско-Ачинского топливно-энергетического комплекса и более полному освоению Экибастузского месторождения;

развивать добычу горючих сланцев в европейской части страны;

ускорить разработку и освоение серийного производства механизированных комплексов оборудования для добычи угля на тонких пологих и крутых пластах, увеличить производство проходческих комбайнов, погрузочных машин и другого оборудования для угольной промышленности;

разработать и внедрить новые средства обеспечения безопасных условий труда на предприятиях угольной и сланцевой промышленности;

усилить научно-исследовательские, конструкторские и экспериментальные работы по созданию средств выемки угля без постоянного присутствия людей в очистном забое;

повысить производительность труда в угольной промышленности на 22—24%.

Для решения этих задач угольная промышленность располагает большим отрядом ученых и специалистов. В составе отрасли научно-исследовательские, проектно-конструкторские и технологические организации, проектные институты, большинство которых находится непосредственно в угольных бассейнах.

Крупнейшими институтами являются: ИГД им. А. А. Скочинского, ВНИМИ, ДонУГИ, ПНИУИ, КузНИУИ, КНИУИ, Гипроуглемаш, Гипроуглеавтоматизация, МакНИИ, ВНИОМШС, ИОТТ, Центрогипрошахт, ЦНИЭИуголь.

ТОПЛИВНЫЙ БАЛАНС И ДОБЫЧА УГЛЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

В десятой пятилетке предусматривается дальнейшее развитие топливно-энергетического комплекса страны, в котором значительная роль отводится дешевым углям. На дешевые виды углей будет переведен ряд электростанций Урала и Поволжья, которые сейчас работают на мазуте. Значительно расширится применение экибастузских и канскоачинских углей для производства электроэнергии, возрастет добыча угля в Кузнецком и Южно-Якутском бассейнах. Угольная промышленность обеспечивает углем для коксования бурно развивающуюся черную металлургию. Значительный спрос на уголь предъявляют коммунальные хозяйства и бытовые потребители города и села (табл. 1). В возрастающих масштабах использует уголь в качестве сырья химическая промышленность.

Т а б л и ц а 1

Потребители	Потребление угля			
	1965 г.	1970 г.	1975 г.	1980 (план)
Тепловые электростанции	35,3	38,1	41,2	40,7
Промышленные и районные котельные	7,7	7,1	6,6	7,1
Черная металлургия	15,4	16,9	18,6	19,3
Коммунально-бытовой сектор	14,3	17,2	16,2	14,4
Остальные производственные нужды	27,3	20,7	17,4	18,5

В настоящее время углем покрывается около 43% общей потребности электростанций в топливе.

В 1976 г. фактическая добыча рядового угля в СССР составила 712 млн. т угля, что обеспечило потребность народного хозяйства

в топливе и технологическом сырье. О масштабах добычи каменных и бурых углей за последнее десятилетие дают представление данные, приведенные в табл. 2.

Т а б л и ц а 2

Год	Добыча * угля, всего (млн. т)	В том числе			Использование угля	
		Каменные угли		Бурые угли	Коксова- ние, млн. т	Энергети- ка, млн. т
		всего	из них антрациты			
1965	545,1	397,7	73,0	147,4	117,8	427,3
1970	577,4	432,7	70,4	144,7	136,7	440,6
1973	614,7	461,2	70,0	153,5	141,4	473,3
1974	630,3	473,2	69,4	157,1	142,1	488,2
1975	644,8	478,6	68,7	159,6	145,1	499,7
1976	647,5	487,9	69,3	159,4	149,2	505,1

* Здесь приведены объемы добычи товарного угля. В качестве товарного угля в СССР, как и в преобладающем большинстве других угледобывающих стран, а также согласно методике Комитета по углю Европейской Экономической Комиссии ООН учитываются: используемые продукты механического обогащения угля (концентрат, промпродукт, шлам), а также уголь, направленный потребителям в необогащенном виде и соответствующий по своему качеству требованиям этих потребителей. Отношение товарного угля к рядовому в результате повышения механического обогащения, с одной стороны, и ухудшения природного качества добываемых углей — с другой, снизилось с 94,5% в 1965 г. до 92,5% в 1974 г.

Географическое распределение добычи угля в СССР, определяемое планомерным и рациональным развитием производительных сил отдельных экономических районов и всей страны в целом, претерпевает существенные изменения. Все большее значение приобретает разработка месторождений восточных районов страны, что связано в первую очередь с развитием в этих районах крупной промышленности и многих энергоемких производств. В настоящее время на Востоке страны добывается почти половина всего угля в СССР. Месторождения восточных районов страны характеризуются более благоприятными горно-геологическими условиями, в частности для разработки дешевым открытым способом. Низкие капитальные и эксплуатационные расходы на добычу угля в ряде восточных бассейнов экономически оправдывают перевозку части угля в европейскую часть страны железнодорожным транспортом (около 90% угля, добываемого в восточных районах, потребляется на месте).

Для повышения эффективности использования дешевых углей восточных районов ведутся широкие исследования по совершенствованию передачи электрической энергии на сверхдальние расстояния.

В перспективе уголь останется одним из ведущих топливных ресурсов страны, и к концу XX столетия абсолютные размеры его добычи значительно превысят достигнутый ныне уровень,

хотя удельный вес его в топливном балансе будет и в дальнейшем снижаться.

Шахтный фонд. Основными предприятиями по добыче наиболее ценных энергетических и коксующихся углей являются шахты.

Развитие шахтного фонда осуществляется путем строительства новых крупных шахт, реконструкции действующих с увеличением их мощности и объединением шахт горными работами.

В настоящее время действует 529 шахт со среднесуточной нагрузкой на одну шахту 2567 т.

Суммарная производственная мощность угледобывающих предприятий Минуглепрома СССР на 1 января 1977 г. составила 712 млн. т рядового угля и была освоена за 1976 г. на 103,6%.

В Донецком бассейне строятся шахты «Обуховская» № 1 и «Обуховская-Западная» производственной мощностью 3,6 млн. и 3,0 млн. т соответственно. Средняя проектная мощность одной вводимой в настоящее время шахты составляет 1,8 млн. т в год, что в 2 раза превышает среднюю мощность действующих шахт.

В Кузнецком бассейне в строй две очереди одной из крупнейших и высокомеханизированных шахт «Распадская» с проектной мощностью 20 тыс. т угля в сутки, полная мощность которой достигнет 7,5 млн. т*. Введена и досрочно осваивает проектную мощность шахта «Воргашорская» в Печорском бассейне, суточная добыча которой в настоящее время составляет 8,5 тыс. т. Производительность труда на новых шахтах будет в 3—4 раза выше, чем на действующих.

Ведутся работы по созданию шахт нового типа для условий Донецкого и Кузнецкого бассейнов. Строительство одной из таких шахт — «Должанской» в Донбассе мощностью 16 тыс. т антрацита в сутки должно быть закончено в 1979 г.

Горно-геологические условия месторождений в СССР, разрабатываемых подземным способом, отличаются большим разнообразием и в большинстве случаев весьма сложные. Мощности разрабатываемых пластов колеблются от 0,5 до 100 м и более, угол падения пластов от 0 до 90°.

Среднее число пластов, разрабатываемых одновременно одной шахтой, составляет в настоящее время 2,7.

В 1976 г. средняя глубина разработки на угольных шахтах достигла 418 м. Ежегодно глубина шахт увеличивается на 9 м. Наиболее глубокие шахты в Донецком бассейне, где средняя глубина разработки составляет 565 м. На 39 шахтах горные работы ведутся на глубине свыше 800 м.

Большинство угольных месторождений СССР газоносны. Почти 60% шахт, на которые приходится 63% подземной добычи, относятся к сверхкатегорным и III категории по газу и только 25% относятся к негазовым, из которых 21% опасны по пыли. Удель-

* Данные для рядового угля.

ный вес всех шахт, опасных по пыли, составляет 70%; по самовозгоранию угля 35%; по внезапным выбросам угля, породы и газа и горным ударам — 17%. Около 7% шахт имеют естественную температуру вмещающих пород 30° С и выше.

Горно-геологические и горнотехнические условия. С увеличением глубины горных работ ухудшаются горно-геологические условия: возрастает газообильность шахт; увеличивается число угольных пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, горным ударам; повышается температура воздуха в выработках.

В Подмосковном бассейне в угленосной толще пород залегают водоносные горизонты, в связи с чем необходимо проводить большие работы по предварительному и текущему осушению месторождений. Львовско-Волыньское месторождение, Красноармейский и Ворошиловградский районы Донецкого бассейна характеризуются наличием водоносных песков-пльвунов в наносах, покрывающих угленосные толщи, а Кизеловский бассейн — наличием закарстованных известняков.

На шахтах СССР поля вскрыты преимущественно вертикальными стволами и только поля небольших шахт, расположенных на выходах пластов, — наклонными стволами.

Большое разнообразие горно-геологических условий угольных месторождений в СССР обусловило и разнообразие применяемых систем разработки угольных пластов. Преимущественное распространение получили системы с длинными очистными забоями. При этих системах требуется сравнительно небольшой объем подготовительных работ и обеспечиваются благоприятные условия для проветривания горных выработок. Среди всех систем преобладает столбовая система разработки (вытесняющая сплошную систему), которая позволяет наиболее полно использовать современную технику и организовать поточное производство. В последнее время на пологих пластах наметилась тенденция подготовки длинных столбов по падению (восстанию) со штрека, расположенного у нижней границы шахтного поля (панели) на всю высоту по падению (восстанию), которая сокращает стоимость подготовки и обеспечивает постоянную длину очистного забоя, что очень важно при работе механизированных комплексов.

Мощные пологие пласты разрабатываются, как правило, с разделением на 2—3 наклонных слоя. На мощных крутых и наклонных пластах применяются системы со щитовыми перекрытиями, комбинированная, подэтажными штреками с обрушением и др.

Выемка угля в очистных забоях производится в основном с полным обрушением кровли (95% добычи); на долю полной закладки приходится около 1% добычи угля.

Очистные работы. Основным средством добычи угля на шахтах являются механизированные комплексы оборудования на базе передвижных гидравлических крепей. В СССР серийно выпускается более 10-ти типов механизированных комплексов. Большинство из них предназначены для разработки пологих и наклонных

(до 35°) пластов мощностью от 0,8 до 3,5 м (и более мощных пластов с разделением их на слои) и только два для крутых пластов мощностью 0,75—2,2 м.

В настоящее время на шахтах работает свыше 1075 лав, оборудованных комплексами, которые выдают 56,5% всего угля, добываемого в очистных забоях. Остальной уголь добывается комбайнами и стругами с индивидуальной металлической крепью — 28,5%, из них 22,4% — узкозахватными машинами, гидравлическим способом — около 2%, взрывным способом и с помощью отбойных молотков, в основном на крутых пластах, — около 13%.

По объему добычи угля механизированными комплексами (220 млн. т товарного угля в 1976 г.) СССР значительно опережает все угледобывающие страны. Наиболее широко механизированные комплексы применяются на пологих пластах мощностью 1,2 м. В бассейнах, где преобладают такие условия, в 1976 г. достигнут высокий уровень комплексной механизации очистных работ на пологих и наклонных (до 35°) пластах: в Карагандинском — более 80%, Кузнецком — около 80%, Печорском — около 90%, Подмосковном и Черемховском — 96%. В Донецком бассейне, где более половины угля получают из тонких пластов, удельный вес добычи комплексами составляет 50%. В целом по стране доля добычи комплексами на пластах с углом падения до 35° составляет 63,7%.

Средняя нагрузка на забой, оборудованный очистным механизированным комплексом, составила 735 т товарного угля. Высокие показатели, достигнутые передовыми коллективами при работе с помощью комплексов (например, 8167 т среднесуточной добычи на шахте «Красный партизан» и 8135 т на шахте «Майская» в Донбассе), свидетельствуют о высоких эксплуатационных качествах этого оборудования.

Благодаря внедрению очистных механизированных комплексов средняя нагрузка по всем лавам за последние четыре года возросла против 1970 г. в 1,4 раза и составила 438 т товарного угля в сутки. Дальнейшее повышение уровня добычи механизированными комплексами должно произойти за счет применения их в более сложных горно-геологических условиях и, в первую очередь, на тонких (менее 1 м) и крутых (более 35°) пластах. На решение этой задачи направлены главные усилия научных и конструкторских организаций. Результаты испытаний опытных образцов новых моделей позволяют надеяться, что в ближайшее время будет освоено 10—11 новых моделей комбайновых и струговых комплексов, в том числе 5—6 моделей для крутых пластов. Часть из этих моделей заменит выпускаемое в настоящее время оборудование.

При разработке мощных крутых пластов с закладкой (объем добычи 2—2,5 млн. т угля) предполагается использование специальных комплексов оборудования.

С 1975 г. на шахтах СССР начато применение механизированных комплексов с автоматическим управлением КМ-87А и КМ-87 ДГА. За годы девятой пятилетки и первый год десятой проведена определенная работа по созданию средств комплексной механизации для выемки тонких пологих и крутых пластов, пластов с неустойчивыми и труднообрушаемыми кровлями, выбросоопасных пластов. Приняты к серийному производству: струговый вариант комплекса «Донбасс» (КСД), агрегаты АК-3, АНЦ, комплексы КПК и КМ-87ДН, крепь МТ.

За последние годы энерговооруженность выемочных машин возросла в среднем более чем в 3 раза. Заводами Минуглепрома СССР освоен выпуск комбайна А-70М для выемки угля из крутых пластов мощностью от 0,4 до 0,8 м, готовятся к серийному производству комбайны КНД двух типоразмеров (КУ-6 и КУ-10).

На шахтах СССР струговыми установками отечественного производства, в том числе с механизированной крепью, добывается третья часть всего антрацита. Расширение их применения связано с созданием установок для углей сопротивляемостью резанию до 250—300 кгс/см. Осваивается серийное производство струговых установок УС-2У, СО-75 и СН-75.

Подготовительные работы на шахтах совершенствуются путем расширения применения проходческих комбайнов. В 1976 г. были проведены работы по совершенствованию проходческих комбайнов и расширению области их применения для проведения наклонных выработок. Приняты к серийному производству: модификация комбайна ГПКВ для работы по восставию; проходческий комплекс КН-5н; комбайны 4ПП-2; буропогрузочные машины 2ПНБ-2Б и погрузочная машина для работ на уклонах 1ПНБ-2ц; буровые установки БУЭ-3, МАП-1; ПА-1; профилеподдирочная машина П-4ПУ; машина для извлечения крепи МИК-3; универсальная машина «Штрек»; автоматизированные комбайны 4ПП-2, ПК-9Р, ПК-3М. Созданы и успешно испытаны проходческие комбайны для пород с коэффициентом крепости до 8. Дальнейшее совершенствование подготовительных работ предполагает создание проходческих комплексов, механизующих все процессы проходческого цикла.

Подземный транспорт развивается на основе перехода на прогрессивные поточные схемы и, в первую очередь, на конвейеризацию. Протяженность выработок, оборудованных ленточными конвейерами, за последние четыре года возросла на 40%. Шахты переоснащаются ленточными конвейерами нового унифицированного ряда производительностью до 1200 т/ч и длиной до 2 км.

Большое внимание уделяется совершенствованию и упрощению технологических схем комплексной механизации и автоматизации производственных процессов на поверхности шахт.

Подземным гидравлическим способом в Кузнецком и Донецком бассейнах добывается более 9 млн. т угля в год при

производительности труда в 1,7 раза большей, чем на обычных шахтах в аналогичных условиях.

В отдельных случаях гидрошахты подают уголь потребителям гидротранспортом. Для гидрошахт серийно выпускаются механико-гидравлические машины четырех типов, шесть типоразмеров гидронасосов давлением до 120 ат, высокопроизводительные насосы, гидродъемные установки для подъема горной массы с глубины более 700 м, оборудование для обезвоживания и сушки угля, осветления оборотной воды.

В перспективе применение гидродобычи намечается преимущественно на нарушенных месторождениях с крутыми и наклонными пластами и высокой газообильностью, где использование существующих средств комплексной механизации является малоэффективным.

Большие потребности в угле в нашей стране остро ставят вопрос о повышении технико-экономической эффективности угледобывающих предприятий, особенно шахт.

Основным показателем, определяющим технико-экономический уровень производства, является производительность труда. Горнодобывающей промышленности этот показатель имеет, кроме того, еще и большое социальное значение. Практика показывает, что локальное, даже самое существенное улучшение одного из технологических процессов шахты не приводит к значительному повышению производительности труда рабочего по шахте. На повышение производительности труда решающее влияние оказывает уровень выполнения технологических процессов шахты, который зависит от принятых технических решений по способам и схемам ведения горных работ, применяемому оборудованию и организации работ. От уровня принятых решений по технологии ведения горных работ зависит трудоемкость, а следовательно, и производительность труда рабочих как на отдельных процессах, так и по шахте в целом.

Таким образом, становится очевидным, что для резкого повышения производительности труда на всех производственных процессах шахты необходимо ориентироваться на прогрессивные технические и организационные решения по всей технологической цепи шахты.

Исходя из указанных предпосылок основными направлениями развития добычи угля подземным способом на ближайшую перспективу являются:

переход на совершенные системы вскрытия и подготовки шахтных полей, прогрессивные системы разработки угольных пластов, максимальную концентрацию горных работ и производства, применение высокопроизводительного оборудования;

завершение комплексной механизации добычи угля в очистных забоях шахт;

широкое развитие механизированной выемки угля без постоянного присутствия людей в забоях и, в первую очередь, на

пологих пластах весьма тонких и тонких, крутых, опасных по внезапным выбросам угля, газа и породы;

широкое внедрение комбайнов для проведения и крепления горных выработок, дистанционного управления процессами буровых и нарезных работ;

расширение применения поточных технологических процессов, конвейерного и других видов непрерывного транспорта (трубопроводного, контейнерного);

завершение автоматизации управления машинами и установками, широкое внедрение автоматизированных систем управления технологическими процессами;

решение проблем борьбы с пылью, газом, внезапными выбросами угля и газа, высокими температурами, вибрацией и шумом; снижение вредных влияний производственной деятельности на окружающую среду.

Совершенствование технологии горных работ будет осуществляться за счет преимущественного применения:

блоковой отработки и подготовки шахтных полей магистральными штреками с помощью главного наклонного ствола и вспомогательных вертикальных для пластов с углами падения до 12° с одним или двумя основными горизонтами во всем шахтном поле, позволяющим сократить протяженность горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля на 1000 т промышленных запасов в 1,5—3 раза и на 1000 т годовой мощности шахты в 1,8—2,8 раза;

блоковой отработки и подготовки шахтных полей для пластов с углами падения $12—35^\circ$ с одним основным горизонтом блок-панелями, с наклонными выработками по породе типа бремсбергов и уклонов под углом 16° в сочетании с ярусными квершлагами, позволяющими уменьшить протяженность горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля на 1000 т промышленных запасов в 3,3—6,0 раза и на 1000 т годовой мощности шахты в 1,4—2,3 раза;

разделение блоков по простиранию или блок-панелей по падению на две обособленно проветриваемые части с помощью вентиляционных скважин, позволяющее увеличить нагрузку на них по условиям проветривания в 2 раза, или до 7—12 тыс. т угля в сутки, и уменьшить протяженность выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля на 1000 т годовой мощности шахты за счет концентрации горных работ в блоках в 1,5—1,8 раза;

совершенствование горного хозяйства шахт, прогрессивной технологии и комплексной механизации и автоматизации производственных процессов, позволяющих повысить уровень концентрации горных работ, увеличить степень интенсификации горных работ и повысить производительность труда рабочего по добыче;

систем разработки длинными столбами;

планировки горных работ, позволяющей отказаться от

рельсового транспорта и упрощающей схему ведения горных работ и вентиляции при минимально возможном объеме поддерживаемых выработок;

прямоточного проветривания блоков и схем вентиляции с обособленным проветриванием выработок, подсыхания исходящей струи воздуха для значительного повышения нагрузки на лаву, блок, горизонт, пласт и шахту в целом.

Направлениями совершенствования технологических комплексов на поверхности шахт являются

значительное упрощение технологических схем, уменьшение многозвенности и обеспечение поточности процессов технологической переработки, транспортирования, складирования и погрузки;

организация общерудничного хозяйства для группы шахт (в объединении) и создание общих технологических комплексов по переработке и отгрузке угля, групповых породных отвалов высокомеханизированных лесных и материальных складов, компрессорных, котельных и электромеханических мастерских;

передача специализированным организациям несвойственных шахтам вспомогательных работ, а также объектов водоснабжения, теплоснабжения, канализации и электроснабжения, одновременно обслуживающих предприятия других ведомств;

комплексная механизация и автоматизация производственных процессов и механизация вспомогательных работ.

Управление современной шахтой. Для решения этих сложных горнотехнических задач необходимо, чтобы все уровни управления отраслью отвечали возросшим требованиям. В угольной промышленности осуществлен переход на двухступенчатую систему управления. В качестве первичного (основного) звена принято производственное объединение, которое является юридически самостоятельным, осуществляющим свою деятельность на основе хозрасчета в соответствии с Положением о производственном объединении, централизует расчет с бюджетом, поставщиками и потребителями, ведет разработку текущих и перспективных планов предприятий, полностью отвечает за выполнение производственного плана.

Шахты сохраняют полную самостоятельность в области производственной деятельности (управление производством, планирование работы добычных участков, организация труда и заработной платы) и несут всю полную ответственность перед производственным объединением за производственно-экономическую деятельность.

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

**ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ
ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ,
ЗАПАСАХ И СТАДИЯХ ИХ ОТРАБОТКИ ВО ВРЕМЕНИ
И ПРОСТРАНСТВЕ**

Глава I

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОБЪЕКТА

**§ 1. Природа образования, физико-химические
и механические свойства каменного угля**

Каменный уголь образовался главным образом из наземных или болотных растений, которые после отмирания быстро и полностью были изолированы в затопленных областях от взаимодействия с кислородом воздуха.

Так называемый процесс углефикации происходит в два больших этапа. В первой, биохимической фазе отмершие растения преобразуются в торф или землистый бурый уголь. Процессы разложения и преобразования поддерживаются преимущественно микроорганизмами. Температурные условия и давления определяются близостью зон окисления к поверхности. Во второй, геохимической фазе процесс преобразования идет от плотного бурого угля вплоть до антрацита. Предпосылками этого являются увеличение давления и температуры, возникающие на большой глубине вследствие опускания площадей отложения, в течение длительного периода времени.

Большинство разновидностей каменного угля состоит из перемежающихся блестящих и матовых полос. Полосы блестящего угля (полосы витринита) имеют древесноклеточную структуру, в то время как в полосах матового угля (полосы дурита) видны неодеревеневшие компоненты, например споры.

Наряду с различной петрографической структурой, имеющей немалое влияние на техническую переработку угля, важнейшим признаком разделения углей является выход летучих веществ, выделяющихся в виде газа и пара при нагревании угля без доступа воздуха.

Содержание летучих веществ на безводную и беззольную массу по маркам угля, %:

Длиннопламенные угли	40
Газопламенные угли	40—35
Газовые угли	35—28
Жирные угли	28—19
Паровичные угли	19—14
Тощие угли	14—10
Антрацит	10

С увеличением степени углефикации содержание летучих компонентов уменьшается при одновременном возрастании минимальной теплоты сгорания углей на безводную и беззольную массу с 7800 ккал/кг для газопламенных углей до 8400 ккал/кг для антрацита.

Для дальнейшей классификации служат признаки «спекаемость» и «коксуемость». При коксовании неспекающихся углей образуется рыхлая порошкообразная масса; высокоспекающиеся угли дают твердый и механически прочный кокс.

Химический состав каменного угля еще не полностью выяснен из-за обилия встречающихся соединений углерода. Основная трудность заключается в том, что только небольшую часть массы каменного угля можно растворить в растворителях, и тем, что он изменяет свою структуру при нагревании. Представление о химической структуре дает элементарный анализ, при котором исследуют содержание углерода, водорода, кислорода, азота и серы в угле. Отношение атомов углерода к атомам водорода является показателем унификации.

Для большинства химико-технологических процессов значительную роль играет реакционная способность каменного угля. На нее влияет не только химический состав, но и физические свойства угля. Во всех связанных с термической обработкой угля способах особое значение придается его калориметрическим свойствам — удельной теплоте (единицы тепла вещества на единицу массы), теплопроводности и теплоте сгорания.

Для процессов обогащения, предшествующих большинству способов переработки угля, необходимо знать механические свойства — плотность, структурную прочность. Плотность каменного угля уменьшается со снижением степени углефикации (увеличением содержания летучих веществ). Особую важность имеет естественная система пустот в каменном угле, проявляющаяся как при адсорбционных и десорбционных процессах, так и при процессах газификации и коксования. Структура пустот включает: пористость, проницаемость (способность пород пропускать через себя газы или жидкости), внутреннюю поверхность и распределение радиусов пор.

В результате многочисленных исследований каменного угля в настоящее время можно лучше понять его структуру и определить физические свойства, что позволяет не только улучшить существующие способы переработки угля, но и разработать совершенно новую технологию его превращения.

§ 2. Основные горно-геологические характеристики залегания угольных пластов

На выбор технологии разработки шахтного поля оказывают влияние горно-геологические факторы, характеризующие как угольные пласты и условия их залегания, так и вмещающие породы.

Мощность пласта. Пласты по своей мощности делятся на весьма тонкие — до 0,7 м, тонкие — от 0,71 до 1,2 м, средней мощности — от 1,21 до 3,5 м, мощные — свыше 3,5 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.

Угол падения. В зависимости от углов падения пласты подразделяются на пологие — до 18° , наклонные — от 19 до 35° , крутонаклонные — от 36 до 55° , крутые — от 56 до 90° .

Форма и условия залегания пластов. Пласты угля, как правило, более или менее постоянны по составу и мощности в пределах месторождения. В связи с генетическими и тектоническими причинами наблюдаются изменения мощности пласта (раздувы, утонения, выклинивания и разрывы сплошности пласта), а также изменения на коротких расстояниях простирания и углов падений. Условия залегания и геологические нарушения могут влиять не только на выбор вскрытия и подготовки шахтного поля, но и на параметры систем разработки.

Строение пласта. Пласты угля по своему строению делятся на простые, содержащие только уголь, и сложные, содержащие кроме угля прослойки пород, разделяющие пласт на отдельные угольные пачки.

Свойства вмещающих пород. Горные породы, вмещающие угольные пласты, образовались из ила, песка, мелких галек и др., которые подстилали и перекрывали скопление растительного вещества при образовании месторождений. Характерными горными породами большинства угольных бассейнов каменноугольного (карбонового) возраста являются: песчаники, глинистые сланцы и песчанистые сланцы, а также известняки. К учитываемым свойствам боковых пород относятся: степень устойчивости, наличие кливажа и трещин, направление и размеры трещин, способность пород регулярно, по мере подвигания очистного забоя, обрушаться отдельными кусками или большими массивами, склонность к пучению.

Глубина залегания. С увеличением глубины изменяются характер и величина горного давления, температура пород, газоносность, водоносность угольных пластов и боковых пород. С увеличением глубины разработки увеличивается опасность проявления горных ударов, внезапных выбросов.

Газоносность пластов и месторождений. Большинство пластов и пропластков угля, а в некоторых случаях и вмещающие их боковые породы, содержат метан. Из других газов, которые выделяются при добыче угля, следует назвать уголекислоту, окись углерода, в отдельных случаях сероводород. Различают следующие формы выделения газов в шахтную атмосферу:

спокойное истечение;

суфлярное — истечение газовых струй со звуковым эффектом; внезапное выделение (выброс), сопровождающееся выбросами угля или породы

Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах (§ 181, изд. 1976 г.) к шахтам, опасным по газу, относятся такие, в которых хотя бы в одной выработке обнаружен метан. Газовые шахты в зависимости от величины относительной метанообильности (под которой понимается количество метана, выделяющегося на 1 т добытого угля) и вида выделения метана разделяются на пять категорий, указанных в табл. 1.1.

Таблица 1.1

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

Метанообильность шахт увеличивается с глубиной разработки, однако отмечены случаи, когда с наступлением определенной глубины на сильнометаморфизованных углях метанообильность уменьшается.

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

Склонность угля к самовозгоранию. Угли всех марок в разной степени склонны к самовозгоранию. Включение колчедана в угольные пласты, а также влажность угля косвенно влияют на его самовозгораемость. При разработке мощных пластов эндогенные пожары возникают чаще, чем при разработке пластов тонких и средней мощности. Участки угольных пластов вблизи тектонических нарушений часто заполнены угольной мелочью, склонной к самовозгоранию. Поэтому в местах тектонических нарушений пластов эндогенные пожары возникают чаще, чем в местах со спокойным залеганием.

В предохранительных целиках небольших размеров в результате горного давления по истечении некоторого времени образуется сеть сквозных трещин, заполненных мелким углем. Вследствие проникновения воздуха в эти сквозные трещины в целиках возникают очаги эндогенных пожаров.

В очистных выработках и выработанном неизолированном пространстве эндогенные пожары могут возникнуть вследствие самовозгорания оставленной в них угольной мелочи, неизвлеченных целиков угля, пачек угля у кровли и почвы пласта, а при послышной разработке мощных пластов — из-за межслоевой толщи угля и углистых пород.

Горные удары. Изменение напряженного состояния массива горных пород происходит в результате проведения в нем выработок и возникновения при этом повышенного опорного давления, которое в определенных условиях может вызвать горный удар. Горные удары происходят чаще всего при крепких углях и боковых породах.

Обводненность месторождения. Сильно обводненные породы менее устойчивы, допускают меньшие обнажения, приобретают склонность к пучению. На обводненных пластах не исключены прорывы воды в выработки. Наибольшую сложность при освоении месторождений представляют пльвуны, карсты, заполненные водой, и карсты, имеющие связь с водоемами.

§ 3. Горно-геологические условия основных угольных бассейнов СССР

Общие геологические запасы каменных и бурых углей на территории СССР, сосредоточены в 25 угольных бассейнах, восьми крупных угленосных площадях и более чем в 650 отдельных месторождениях, не входящих в бассейны. Крупные месторождения углей для коксования и высококачественных энергетических углей находятся в Донецком, Кузнецком, Карагандинском и Печорском бассейнах.

Угольные месторождения СССР распространены на огромной территории страны среди отложений различного возраста — от девонских до неогеновых. Особенно значительная промышленная угленосность приурочена среди камешных 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 3% общих запасов) добывается 55,7% всего угля, тогда как в Сибири, где сосредоточено свыше 90% запасов угля, их добыча составляет лишь 27,4%.

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

Угольные пласты в бассейне изменяются по мощности от 0,45 до 2,5 м, но преобладают пласты мощностью 1—1,5 м. Из общего

числа более 140 пластов от 10 до 50 пластов в разных районах имеют среднюю рабочую мощность 0,7 м.

Угленосные отложения образуют ряд антиклинальных и синклиналиных 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 составляет 565 м, а отдельные шахты имеют глубину более 1000 м.

Обводненность угленосных пород невысокая — 100—300 м³/ч и, как исключение, 300—600 м³/ч. В районах, перекрытых рыхлыми осадками (западный Донбасс), обводненность более высокая. В бассейне имеются разрывные тектонические нарушения. Более 20—30% угольных пластов имеют неустойчивые боковые породы.

Повышенной газоносностью отличаются шахты Донецко-Макеевского, Центрального и других районов.

Кузнецкий бассейн, занимающий площадь около 26 тыс. км², слагается угленосными осадками пермского возраста и содержит в различных районах от 51 до 89 пластов угля общей мощностью от 80 до 192 м. Угленосные отложения образуют крупную котловину, осложненную в западной части интенсивной складчатостью и тектоническими нарушениями.

Очень сложное строение имеют отложения нижней балахонской серии осадков 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 пластами меньшей мощности.

Боковые породы большей частью являются устойчивыми, за исключением нарушенных зон.

Обводненность угленосной толщи незначительная. Газоносность повышенная и высокая в отдельных районах (Прокопьевском, Осинниковском и Кемеровском), где большинство шахт относится к третьей категории и сверхкатегорным.

Карагандинский бассейн находится в пределах Казахстана и занимает площадь около 3 тыс. км². Угленосные отложения нижнего карбона образуют две замкнутые мульды, разделенные сложной антиклинальной структурой. Преобладает пологое залегание отложений, но породы и пласты угля осложнены многочисленными нарушениями — надвигами и сбросами.

Из 69 пластов около трети достигают рабочей мощности, изменяющейся от 0,8 до 8 м. Строение пластов обычно сложное, и многие из них являются высоковольтными.

Особенностью бассейна является полное перекрытие угленосных отложений более поздними осадками, что обуславливает повышенную газоносность шахтных полей. Из общего числа эксплуатируемых шахт 82% являются сверхкатегорными.

Обводненность горных выработок небольшая (до 100 м³/ч).

Печорский бассейн расположен на северо-востоке европейской части страны на площади около 120 тыс. км², большая часть бассейна находится за Полярным кругом.

Угленосные отложения относятся к пермскому возрасту и содержат до 130—180 угольных пластов и пропластков мощностью от 0,1 до 4,5 м, но рабочую мощность в разных районах имеют от 24 до 34 пластов. Угленосность изменяется как по площади, так и в разрезе. Угленосные отложения образуют отдельные, преимущественно пологие и наклонные синклиналильные складки, осложненные тектоническими нарушениями.

Основными районами бассейна являются **Воркутинский**, в котором добываются угли для коксования, и **Интинский**, с преобладанием каменных энергетических углей. Средняя мощность разрабатываемых пластов составляет около 1,9 м при наибольшей глубине разработки 670 м и средней 395 м.

Характерной чертой бассейна является развитие вечной мерзлоты, обводненность шахт за счет подмерзлотных вод невысокая — 28—30 м³/ч, хотя в некоторых шахтах она достигает 150—500 м³/ч. На площадях, где образуются проталины в мерзлых породах, в подземные выработки прорываются надмерзлотные грунтовые воды. Действующие шахты отличаются повышенной метанообильностью, и большая их часть относится к сверхкатегорным.

Подмосковный бассейн занимает общую площадь около 120 тыс. км² и слогаается нижнекаменноугольными слабометаморфизованными угленосными осадками, содержащими от одного до трех пластов бурого угля рабочей мощности. Пласты сложные по строению и неустойчивые по мощности. Они залегают на небольшой (до 100—200 м) глубине и перекрываются более поздними обводненными осадками.

Угленосные отложения содержат песчаные горизонты, обладающие свойствами пльвунов, которые образуют на ряде шахт прорывы в горные выработки.

Притоки вод достигают на отдельных шахтах 1000 м³/ч, а для западных районов — 2000 м³/ч.

Важную роль играют месторождения на Востоке страны. К ним относится крупнейший **Канско-Ачинский** буроугольный бассейн, расположенный вдоль Сибирской железнодорожной магистрали на протяжении свыше 600 км. Месторождение представлено свитой горизонтально залегающих мощных пластов угля. Верхний пласт имеет мощность до 70 м. Большое промышленное значение для развития добычи каменного угля открытым способом имеет **Экибастузское** месторождение в КазССР, мощность отдельных пластов которого достигает 100 м.

Начато освоение весьма перспективного **Южно-Якутского бассейна**, располагающего значительными запасами коксующихся углей. Это открывает широкие перспективы перед металлургической промышленностью Сибири и Дальнего Востока, а также

создает благоприятные возможности для увеличения экспорта угля.

Многообразие и сложность геологических условий, значительная глубина разработки и высокая газообильность угольных месторождений СССР предопределяют различную технологию добычи угля.

Г л а в а II

ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ПОТЕРИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ, ПОРЯДОК ИХ НОРМИРОВАНИЯ И УЧЕТА. МОЩНОСТЬ ШАХТЫ

§ 1. Запасы полезных ископаемых и их классификация

Строительству горного предприятия предшествует разведка месторождения полезного ископаемого. Геологоразведочная организация составляет по данным разведки геологический отзыв о месторождении. В геологическом отзыве приводится исчерпывающая характеристика разведанного месторождения и его запасов: число и мощность пластов, элементы их залегания, литологический состав горных пород, качество полезного ископаемого, тектоника, гидрогеология, газоносность и др. К отзыву прилагается документация о запасах, утвержденная Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ).

Общие запасы месторождения или части его, залегающие в недрах земли, называются геологическими.

Геологические запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению разделяются на две группы:

б а л а н с о в ы е — запасы, использование которых экономически целесообразно и которые должны удовлетворять требованиям — кондициям (см. ниже), устанавливаемым для подсчета запасов в недрах для каждого месторождения;

з а б а л а н с о в ы е — запасы, использование которых экономически нецелесообразно вследствие, например, малого количества, малой мощности залежей, низкого содержания ценных компонентов, высокой зольности, особой сложности условий эксплуатации.

Кондиции устанавливаются в зависимости от марки угля, зольности, района расположения месторождения, угла падения пластов и других факторов.

Запасы полезного ископаемого в зависимости от их изученности подразделяются на четыре категории: А, В, С₁ и С₂.

К категории А относятся запасы, детально разведанные и изученные с помощью горных выработок; имеются полные данные о качестве полезного ископаемого.

К категории В относятся запасы, разведанные и изученные в меньшей степени, оконтуренные разведочными выработками, позволяющими выяснить основные особенности залегания и качество полезного ископаемого без разделения на кондиционные и некондиционные запасы.

К категории C_1 относятся запасы, установленные на основании данных отдельных разведочных выработок и по данным геологических и геофизических съемок, условия залегания и качество полезных ископаемых изучены в общих чертах.

К категории C_2 относятся запасы, оцененные только по геологическим данным.

Разработка проектов и выделение капиталовложений на строительство новых и реконструкцию действующих шахт производятся при наличии утвержденных балансовых запасов категорий А, В и C_1 в соотношениях, установленных Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ СССР). Балансовые запасы делятся на две группы.

К первой группе относятся месторождения простого строения. Запасы по категориям $A + B$ в этой группе должны составлять не менее 50% общих запасов ($A + B + C_1$), в том числе не менее 20% по категории А.

Ко второй группе относятся месторождения сложного строения. Запасы категории В должны составлять не менее 50% общих запасов (запасы категории А отдельно не выявляются).

§ 2. Подсчет запасов угля

Подсчет запасов — определение в недрах количества угля, пригодного для промышленного использования. В результате подсчета запасов угля определяются:

количество ископаемого угля (горючих сланцев) в тысячах тонн в недрах и его распределение на площади, по глубине, по марочному составу, степени разведанности, горно-геологическим условиям и народнохозяйственному значению;

степень изученности разведанных запасов в отношении условий их залегания, качества и условий эксплуатации;

промышленное значение и масштабность возможного освоения разведанной площади.

Месторождения, запасы угля которых утверждены ГКЗ СССР, служат сырьевой базой для проектирования и строительства новых, реконструкции и расширения действующих горных предприятий, а также для обеспечения текущей добычи. Пригодность запасов для промышленного использования определяется:

соответствием угольного месторождения (по мощности и строению залежей, условиям их залегания и качеству угля) требованиям промышленности (установленным нормативам);

изученностью и разведанностью запасов до степени, необходимой для проектирования, строительства шахт и эксплуатации.

§ 3. Параметры подсчета запасов и их обоснование

К параметрам подсчета запасов угольных месторождений относятся:

площадь распространения запасов (соответствующая площади, выделяемой в теле угольных пластов в пределах подсчетного контура);

мощность пласта (определяемая величиной действующей мощности пласта по линии перпендикуляра от кровли к почве или вертикали);

объемная масса угля.

Запасы подсчитываются отдельно по каждому шахтному полю, пласту (или различным по качеству пачкам мощных пластов — по эксплуатационным слоям), крылу, эксплуатационному горизонту, а при необходимости — по другим выемочным единицам.

Выполнению вычислительных операций подсчета запасов предшествует разблокировка запасов, заключающаяся в проведении внутри площади подсчета запасов контуров и выделения ими подсчетных блоков однородных: по горно-геологическим факторам (одно геологическое крыло, одинаковая степень тектонической нарушенности, обводненности и др.), по горнотехническим факторам (одно шахтное поле, эксплуатационный горизонт), по качеству угля, по степени изученности (категории разведанности запасов А, В, С₁, С₂), по фактору народнохозяйственного значения запасов (балансовые и забалансовые запасы). Контур балансовых запасов охватывает площадь, на которой разведочными и эксплуатационными выработками установлен рабочий по мощности пласт с качеством угля, не выходящим за пределы установленных нормативов. Контур забалансовых запасов проводится на изменчивых по мощности или качеству угля пластах и охватывает площади, прилегающие к балансовым, а иногда и самостоятельные пласты с мощностью и качеством, не соответствующим сейчас установленным нормативам, но в перспективе могущими быть балансовыми в связи с изменением экономических условий или с прогрессом технологии добычи угля.

Общий контур площади подсчета запасов определяется геологическими границами (выход пласта под наносами или на земную поверхность, срез тектоническим нарушением, разрыв пласта, линия слияния двух смежных пластов и т. п.) и техническими границами, устанавливаемыми проектными организациями по физико-географическим (берег моря, русло реки), горнотехническим (глубина разработки) и другим факторам.

Подсчет запасов в недрах предусматривает установление по каждому выделенному участку земной поверхности единых, общих для всех пластов угля технических границ, рабочая мощность которых установлена или предполагается по аналогии с соседними площадями независимо от степени разведанности пластов на данном участке.

На действующих шахтах границы по простиранию и на глубину по разным пластам могут быть неодинаковы.

Обоснованием границ площади подсчета запасов угля по участку в целом и по отдельным пластам служат: протоколы совещаний проектирующих и эксплуатирующих организаций по установлению технических границ участка, нормативы по мощности, строению пластов и качеству угля, установленные Министерством угольной промышленности СССР, и границы разведанности.

Обоснование подсчетной мощности. Мощность пластов измеряют в горных выработках и в разведочных скважинах в процессе их проведения. С наибольшей точностью и достоверностью замеры мощности пласта угля производятся в горных выработках или в естественных обнажениях при одновременном тщательном послойном опробовании его. При сложном строении пласта (чередование кондиционного и высокозольного угля) необходимо выделять общую мощность пласта (от кровли до почвы); полезную мощность (суммарную мощность угольных пачек, соответствующих нормативам); вынимаемую (рабочую) мощность (часть пласта, подлежащая выемке).

Обоснование мощности пластов по горным выработкам обеспечивается составлением геометрических зарисовок пластов с нанесением результатов пластово-дифференциального опробования.

При буровых разведках мощность и строение пластов определяются на основании:

данных, полученных в процессе бурения скважин и внесенных в буровой журнал, наблюдений за проведением снаряда, промышленной жидкостью и составом плама;

замеров глубины в разные моменты бурения, скорректированных каротажем по глубине, и мощности пласта, а также по выходу поднятого с разных интервалов керна;

данных геологического описания угольного керна и результатов его опробования;

контрольного опробования (боковым стреляющим грунтоносом) или контрольной перебурки пласта при больших расхождениях между данными бурения и каротажа.

Данные бурения признают достаточно обоснованными при высоком выходе керна по угольному пласту и вмещающим его породам. При низком выходе керна для достаточного обоснования мощности и строения пласта необходимо совпадение или незначительность расхождений результатов перебуривания угольного интервала с данными каротажа; подтверждение данных каротажа прострелами боковым стреляющим грунтоносом; представительность данных опробования обеспечивается полнотой выхода угольного керна.

Правильность вычисления истинной мощности пласта, исходя из мощности по скважине с поправкой на угол падения, подтверждается достаточным числом замеров углов падения по керну на контактах в породах кровли и почвы пластов угля.

Обоснование объемной массы. Величина объемной массы угля зависит от его качественного состава. При относительно постоянном составе для определения объемной массы отбирают представительные пробы угля для всей площади оцениваемого пласта; при резких колебаниях состава объемную массу определяют по нескольким пробам с различными качественными показателями угля. Для подсчета запасов принимают объемную массу, приведенную к воздушно-сыхому состоянию угля и средней зольности по месторождению (пласту).

Обоснование балансового значения запасов. Балансовое значение запасов в границах подсчета определяется нормативами, устанавливаемыми на мощность пластов, качество угля и горно-геологические условия эксплуатации.

Наличие установленных промышленных кондиций (нормативов) при подсчете запасов обязательно.

§ 4. Методы подсчета запасов

При горизонтальном (или близком к нему) залегании подсчетные планы оформляются в виде проекций на горизонтальную плоскость, а площади пластов или залежей, измеренные и вычисленные по ним в пределах контура подсчета, ввиду незначительной разницы величин приравниваются к истинным площадям. За величину мощности угольных пластов или пачек в этом случае принимают вертикальную мощность.

В зависимости от условий залегания полезного ископаемого применяют следующие подсчеты запасов.

Метод среднего арифметического. Подсчетная мощность по этому методу определяется как среднее арифметическое по всем горным выработкам, включая и скважины, расположенные в пределах промышленного контура залежи или подсчетного блока:

$$\bar{m}_n = \frac{\sum_1^n m_i}{n},$$

где m_i — замерное значение мощности;

n — число замеров.

Запасы угля Z (в тыс. т) в пределах подсчитываемой площади вычисляются по формуле

$$Z = 0,001 S_{пл} \bar{m}_n \gamma,$$

где $S_{пл}$ — площадь пласта (подсчетного блока) в пределах соответствующего контура, m^2 ;

γ — объемная масса, t/m^3 .

Метод наиболее прост и применяется при равномерной плотности разведочной сети и отсутствии резких изменений показателя

телей мощности залежи и качества угля в различных частях оцениваемой площади.

Метод геологических блоков. Площадь подсчета разделяется на подсчетные блоки по признаку совпадения показателей по мощности пластов и качеству угля в группах смежных выработок и резкого различия их между собой. Для каждого подсчетного блока определяют соответствующую среднюю мощность по выработкам, расположенным в его пределах. Границами блоков являются линии, проведенные через точки пересечения залежи разведочными выработками. Разновидности метода — построение блоков в виде треугольников или четырехугольников, грани которых проводятся через ближайшие выработки.

Метод ближайшего района. Площадь подсчета разделяется на блоки по числу разведочных выработок, причем каждый из них представляет многоугольник, опирающийся на разведочную выработку. Этот метод применяется при неравномерной густоте разведочной сети и при наличии резких колебаний показателей, характеризующих залежь, по соседним выработкам.

Общее количество запасов оцениваемой площади в целом определяется как сумма запасов отдельных блоков.

Метод изомощностей. Объем по плану изомощностей в пределах контура подсчета определяют объемной палеткой Соболевского, которая представляет собой прозрачную бумагу с нанесенными на ней точками, являющимися центрами квадратов со стороной 0,5—2 см. Палетку произвольно накладывают на план, у точек выписывают результаты интерполирования и суммируют их.

Запасы Z (в тыс. т) определяют по формуле

$$Z = 0,001 \gamma \omega \sum m_i,$$

где ω — площадь одного квадратика палетки, пересчитанная на натуру по масштабу плана, м²;

m_i — мощность пласта в точке палетки, м.

Любому из указанных методов всегда предшествует оконтуривание месторождения на планах и разрезах, а также разбивка их на подсчетные блоки для раздельного подсчета: балансовых и забалансовых запасов; запасов, имеющих различную степень разведанности, резко различающиеся горно-геологические условия и входящие в различные выемочные единицы.

Линия промышленного контура проводится на основе интерполяции между выработками с кондиционными и некондиционными показателями.

При нулевых значениях мощности в законтурных скважинах промышленный контур проводится между скважинами, устанавливающими промышленное значение мощности путем экстраполирования. На линиях, соединяющих эти скважины, находится минимальное значение кондиционной мощности.

При наклонном и крутом залегании пластов подсчеты запасов производят по проекциям пластов на горизонтальную плоскость (углы падения менее 45°) или по проекциям на вертикальную плоскость, параллельную простиранию пород (углы падения свыше 45°).

В случае прямолинейного простирания пород и одинаковых углов падения иногда составляют «развертку» или проектируют пласт на плоскость, параллельную его поверхности.

При наклонном залегании пластов площади проекций значительно отличаются от истинных площадей, а вертикальные их мощности по разведочным выработкам — от истинных мощностей. Поэтому измеряемые площади и мощности должны быть приведены к истинным.

В этих случаях для подсчета запасов применяют метод блоков с выделением перед началом подсчета, как и для пластов горизонтального залегания, контуров балансовых и забалансовых запасов.

Истинная мощность угольных пластов определяется исходя из мощностей, пересеченных выработками, по формуле

$$m_{и} = l_m \cos(\alpha - \beta),$$

где $m_{и}$ — истинная мощность пласта;

l_m — мощность пласта по разведочной выработке;

α — угол падения пласта;

β — угол наклона выработки.

Истинные площади определяются делением величины площадей, замеренных по проекциям, на косинус угла падения пласта при пользовании горизонтальными проекциями и делением на синус того же угла при пользовании вертикальными проекциями.

Метод блоков применяют в условиях выдержанности углов падения или их плавного изменения, не представляющего затруднений для определения средних углов по отдельным подсчетным блокам.

Метод и з о г и с применяют при сложной поверхности пласта и резких изменениях углов падения пласта, затрудняющих правильное определение среднего угла.

Подсчет проводят по плану поверхности почвы (кровли) пласта в горизонталях сечением через 10—50 м. По каждому промежутку между горизонталями на определенной длине простирания пласта измеряют площадь горизонтальной проекции B , площадь вертикальной проекции C определяют умножением длины по простиранию на высоту между двумя горизонталями. Величину истинной площади A определяют по формуле

$$A = \sqrt{B^2 + C^2}.$$

Подсчетные мощности определяются по более крупным блокам методом среднего арифметического, и результаты распространяются на отдельные подблоки между горизонталями.

Для различных участков одного и того же пласта в зависимости от сложности по поверхности допускается одновременное применение нескольких методов.

При наличии мощных угольных залежей подсчет запасов осуществляется методом вертикальных параллельных сечений по разведочным линиям, расположенным вкрест простирания пластов.

Объем залежи вычисляется путем умножения полученной суммы площадей двух соседних сечений на расстояние между ними. Оконтуривание блоков подсчета и замер их площадей выполняются в вертикальных проекциях, а обозначение категорий запасов производится на схемах увязки подсчетных блоков по простиранию.

При вычислениях объемов должна быть введена поправка на содержание в пласте породных прослоев и некондиционных пачек, определяемая из средних данных по скважинам, оконтуривающим отдельные блоки.

§ 5. Запасы угля в шахтном поле. Потери

При разработке одного пласта постоянной мощности балансовые запасы шахтного поля определяются по формуле

$$Z_0 = Dp,$$

где D — площадь шахтного поля, м^2 ;

p — средняя производительность пласта, $\text{т}/\text{м}^2$,

$$p = m\gamma;$$

m — средняя мощность пласта, м ;

γ — объемная масса углей (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 и на каждом из них определяют среднюю мощность, запасы подсчитывают по каждому участку, а затем суммируют:

$$\sum Z_0 = Z_0 + Z_0'' + \dots + Z_0^n = D'p' + D''p'' + \dots + D^n p^n,$$

где D', D'', \dots, D^n — площади участков;

p', p'', \dots, p^n — средняя производительность пласта на участках.

Аналогично подсчитываются запасы шахтного поля при разработке нескольких пластов:

$$\sum Z_0 = D_{\text{пл}}' p' + D_{\text{пл}}'' p'' + \dots + D_{\text{пл}}^n p^n.$$

При равных площадях шахтного поля по каждому пласту

$$\sum Z_0 = D_{\text{пл}} (p' + p'' + \dots + p^n) = D_{\text{пл}} \sum p.$$

В процессе разработки 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 месторождения.

Количественно величина потерь оценивается в процентах или коэффициентом потерь полезного ископаемого, под которым понимается отношение количества потерянного полезного ископаемого к его балансовым запасам.

Для расчета промышленных запасов необходимо из балансовых запасов исключить проектные общешахтные и эксплуатационные потери, а также запасы, нецелесообразные для отработки.

Проектными потерями является часть балансовых запасов угля, которая по проекту предусматривается к безвозвратному оставлению в недрах при отработке всех запасов данной шахты. Они складываются из общешахтных и эксплуатационных.

К общешахтным потерям относятся запасы в целиках под сохраняемыми объектами на поверхности, в барьерных целиках, в целиках, служащих для охраны капитальных горных выработок. Эти потери зависят от системы вскрытия и конкретных горно-геологических условий месторождения.

При отсутствии утвержденного проекта на остановление отдельных целиков запасы в них принимаются на основании ориентировочных расчетов.

К эксплуатационным потерям относятся потери в целиках и угольных пачках, связанные с системой разработки и технологией горных работ.

Эксплуатационные потери определяются на основе расчетных нормативов. В исключительных случаях, при сложных горно-геологических условиях залегания пластов (значительные колебания угла падения, наличие складок и т. п.), величину эксплуатационных потерь можно принимать исходя из уровня фактических эксплуатационных потерь.

Запасы, нецелесообразные для отработки по технико-экономическим причинам. Прогноз запасов, нецелесообразных для отработки, производится на вскрытой части поля — непосредственно по данным геологической документации горных выработок, на невскрытой — на основе обобщения результатов геологоразведочных и шахтно-геологических работ, выполняемых маркшейдерско-геологической службой шахты.

Проектные размеры нарушенных зон у крупных тектонических нарушений определяются на основании сведений о нарушении пород и фактических размеров целиков вблизи этого нарушения на соседних участках. В случае, когда нарушение не вскрыто горными работами, однако имеются геологоразведочные

данные о его параметрах, ширину зоны рекомендуется определять по аналогии с подобными данному нарушениями, которые вскрыты горными работами на данном шахтном поле или на соседних с ним полях. Длина зоны принимается равной предполагаемой протяженности нарушения в пределах технических границ шахты.

Степень полноты извлечения запасов полезного ископаемого характеризуется коэффициентом извлечения (c), который показывает, какую часть балансовых запасов добывают, т. е. выдают на поверхность. Величина его зависит от горно-геологических условий и колеблется в широких пределах. При ориентировочных расчетах рекомендуется этот коэффициент принимать равным:

для пластов тонких	0,90—0,92
для пластов средней мощности	0,85 ÷ 0,88
для мощных пологих пластов	0,82 ÷ 0,85
для мощных крутых пластов	0,75—0,80

Промышленные запасы шахтного поля можно ориентировочно определить по формуле

$$Z_{\text{пром}} = Z_0 c.$$

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 разработки которых не требуется проведение дополнительных капитальных горных выработок.

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

Готовыми к выемке называются те запасы, для разработки которых пройдены все без исключения подготовительные и нарезные выработки и осуществлены необходимые работы, позволяющие приступить к очистной выемке угля.

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.

Разработка месторождений с неоправданно высокими потерями полезного ископаемого недопустима, так как при такой разработке будет нанесен ущерб народному хозяйству.

§ 6. Учет балансовых запасов

Для соблюдения технологически обоснованного порядка разработки месторождения на каждом горном предприятии ведется учет балансовых запасов.

Учет движения запасов полезного ископаемого обеспечивает горные предприятия и вышестоящие организации данными, отражающими на начало и конец отчетного периода состояние балансовых запасов с подразделением их по степени подготовленности к добыче. По этим данным определяется обеспеченность шахты (в месяцах, годах) запасами всех перечисленных категорий.

В сведениях о движении запасов отражаются также количественные изменения запасов за отчетный период в результате отработки части месторождения, доразведки, изменения границ шахтного поля, допущенных потерь в недрах, пересчета и переоценки запасов.

Подсчет запасов и учет их движения по видам (балансовые, забалансовые, промышленные, вскрытые и т. п.) производятся на основе маркшейдерско-геологической документации (по маркшейдерским планам, по специальным планам подсчета запасов и геологическим разрезам)

Учет запасов угля ведется маркшейдерско-геологической службой шахты. Ответственность за состояние учета запасов несет директор шахты. Контроль за правильностью учета состояния и движения запасов на шахтах осуществляет маркшейдерско-геологическая служба производственного объединения.

Исходными балансовыми запасами шахты являются запасы угля из числа утвержденных ГКЗ СССР, принятые по проекту шахты в пределах ее технических границ.

Изменения исходных балансовых запасов угля могут происходить по следующим причинам: величины добычи, потерь при добыче, доразведке и пересчете запасов, а также в результате отклонения мощности пласта, площади подсчета, объемной массы угля и его качества от принятых ГКЗ СССР; выявления запасов, нецелесообразных для отработки по технико-экономическим причинам; изменения технических границ шахты.

Изменения исходных балансовых запасов, происходящие в результате доразведки (пересчета), учитываются геологической службой шахты после получения соответствующей документации и утвержденного ГКЗ СССР протокола подсчета запасов.

В общем случае добытым является уголь, извлеченный из массива пласта, выданный на поверхность и соответствующий по качеству установленным нормам.

Величина добычи по маркшейдерским замерам определяется, как правило, по геологической и маркшейдерской съемкам горных выработок, планам, геологическим разрезам и другим материалам, исходя из фактических мощностей угольных пачек и пород-

ных прослоев, включенных в балансовые запасы согласно утвержденным ГКЗ СССР кондициям по мощности на уголь.

При применении систем разработки, не позволяющих производить непосредственные маркшейдерские замеры выработанного пространства, или при крайней невыдержанности пласта по мощности и т. п., величина добычи, с разрешения производственного объединения, принимается по данным статистического учета. В этом случае при разработке угольных пластов сложного строения перевод объема добычи по статистическому учету в объем добычи по угольным пачкам, производится по формуле

$$D_y = D_c \frac{A_n^c - A_c^c}{A_n^c - A_y^c},$$

где D_c — добыча угля по статистическому учету, т;

A_n^c — зольность породы, засоряющей уголь, %;

A_y^c — зольность угольных пачек, %;

A_c^c — зольность добытого угля по статистическому учету, %.

К потерям при добыче относится также уголь, попавший в породные отвалы вместе с вмещающими породами. Потери при переработке угля на поверхности (при обогащении) к потерям при добыче не относятся и учитываются отдельно.

Изменения запасов за счет уточнения их подсчетных параметров и качества угля должны быть обоснованы материалами геологической документации, горных работ и учтены либо путем включения полученной величины в число балансовых запасов, либо путем списания ее с баланса шахты.

Списание запасов производится в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с баланса горнодобывающих предприятий», утвержденным Госгортехнадзором СССР 14 апреля 1970 г.

К запасам, нецелесообразным для отработки по технико-экономическим причинам, выявленным в результате проведения горно-эксплуатационных и дополнительных геологоразведочных работ, относятся запасы:

на изолированных участках малой площади;

на небольших участках, расположенных между тектоническими нарушениями, переход через которые сопряжен с проведением в значительном объеме горных выработок по породе;

на участках, сильно нарушенных или со сложными условиями залегания пластов (разрезы, размывы, частая волнистость или мелкая складчатость);

на участках с неустойчивыми вмещающими породами, а также при наличии многочисленных крупных породных включений;

на сильно обводненных участках.

Эти запасы подлежат списанию с баланса предприятия без отнесения их в потери.

Изменения категории разведанности запасов производятся геологическими организациями на основании проведенных ими доразведки и переутверждения запасов ГКЗ СССР.

Перевод запасов из низших категорий в высшие производится геологической службой шахты по результатам проведения эксплуатационной разведки и горно-эксплуатационных работ.

§ 7. Учет фактических потерь угля при добыче

Учет фактических потерь угля в недрах при добыче осуществляется с целью контроля правильности использования недр, для анализа соответствия применяемых систем разработки конкретным горно-геологическим условиям и выявления недостатков систем разработки в отношении полноты извлечения угля.

Фактические потери угля в недрах складываются из потерь в целиках, оставляемых на полную мощность пласта, в пачках угля, оставляемых в кровле и почве подготовительных и очистных выработок, а также из потерь отбитого угля, оставляемого в выработках или вывезенного на породные отвалы с вмещающими породами.

Определение размеров и учет потерь угля осуществляют маркшейдерская и геологическая службы шахт и ОТК шахты. По мере развития горных работ эти службы систематически производят замеры и фиксацию на планах всех целиков угля, идущих в потери. Одновременно производятся замеры полной полезной и вынимаемой полезной мощности пласта.

Размер эксплуатационных потерь определяется по результатам маркшейдерских замеров как произведение площади теряемых целиков и пачек угля на их мощность и объемную массу.

Нормативные (плановые) эксплуатационные потери угля разрабатываются на основании годовых и перспективных планов развития горных работ и нормативов потерь угля по планируемым выемочным полям (участкам), утверждаются ежегодно совместным протоколом производственного объединения и управления округа Госгортехнадзора СССР.

Учет потерь по шахте ведется отдельно по каждому рабочему пласту, а при выемке мощных пластов слоями — по каждому слою.

В отдельных случаях, когда по горнотехническим или горно-геологическим условиям разработки месторождения невозможно или трудно обеспечить достоверное определение количества теряемого угля по каждой выемочной единице, допускается учет потерь производить по группам смежных выемочных единиц, по горизонту или по шахте.

Наряду с показателями потерь угля определяется коэффи-

циент извлечения угля из недр K_n и коэффициент изменения количества K_k , которые вычисляются по формулам:

$$K_n = \frac{D_c (100 - A_c^c)}{B (100 - A_0^c)};$$

$$K_k = \frac{100 - A_c^c}{100 - A_0^c},$$

где A_0^c — зольность добытого угля по погашению балансовых запасов, %;

B — погашенные балансовые запасы.

Коэффициенты K_n и K_k рассчитываются в целом по шахте.

§ 8. Нормирование и экономическая оценка потерь угля при добыче

Проблема установления оптимальных показателей полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр возникает на различных стадиях освоения месторождения, в связи с этим нормирование потерь угля осуществляется при проектировании горнодобывающих предприятий и в процессе их эксплуатации.

Нормирование потерь угля осуществляется с учетом горно-геологических и экономических условий разработки месторождений и базируется на технико-экономическом обосновании оптимального уровня извлечения балансовых запасов из недр.

За нормативные потери принимается такой их уровень, который технически возможен и экономически оправдан при современном состоянии техники и технологии добычи и переработки полезного ископаемого.

Нормативы эксплуатационных потерь угля рассчитываются для каждого выемочного участка при составлении проекта на его отработку и по согласованию с местными органами Госгортехнадзора СССР утверждаются производственным объединением.

При постоянстве горно-геологических условий разрабатываемых участков месторождения, а также технико-экономических показателей добычи нормативы потерь могут устанавливаться для более крупной части месторождения (этажа, панели).

Потери в общешахтных целиках (под зданиями и сооружениями, барьерных, под капитальными горными выработками) не нормируются, а устанавливаются на основании технико-экономических расчетов исходя из «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах» и правил охраны сооружений.

Нормированию подлежат эксплуатационные потери, зависящие от применяемой системы разработки, ее параметров, технологии и организации горных работ.

При подземном способе разработки нормированию подлежат следующие виды потерь:

в целиках у подготовительных выработок;
 в целиках внутри выемочного участка;
 в целиках между выемочными участками;
 в целиках у геологических нарушений;
 в межслоевых пачках;
 в кровле и почве пластов.

Нормирование потерь заключается в определении такой их величины, которая для горно-геологических условий рассматриваемого участка соответствует наиболее эффективному с экономической (народнохозяйственной) точки зрения варианту его разработки.

Нормативы потерь определяются на основе экономического сравнения технически возможных вариантов отработки запасов одного и того же участка, но с различными уровнями потерь угля. При этом отобранные для сравнения варианты должны соответствовать требованиям ПБ.

Величины потерь в сравниваемых вариантах разработки могут изменяться за счет: применения различных способов поддержания горных выработок; изменения параметров систем разработки; мероприятий по предотвращению проникновения вмещающих пород и смешивания их с углем при добыче; совместной или раздельной выемки угля в смешанных забоях; применения различной технологии разработки и т. д.

Величины потерь угля по всем сравниваемым вариантам разработки участка определяются по видам на геолого-маркшейдерских планах и разрезах или на основе опытных данных, если потери невозможно определить на планах и разрезах.

Уровень потерь по каждому варианту разработки устанавливается в целом по выемочному участку на основе потерь по отдельным их видам:

$$П = \frac{П_1 + П_2 + \dots + П_n}{B},$$

где $П_1, П_2, \dots, П_n$ — определенные виды теряемых балансовых запасов угля; т.

Критерием экономической оценки сравниваемых вариантов разработки участка является разница между величиной замыкающих затрат и себестоимостью 1 т погашенных балансовых запасов угля, т. е.

$$П_p = (K_{з.з} - C_d) \frac{D}{B},$$

где $K_{з.з}$ — величина замыкающих затрат, руб/т;
 C_d — себестоимость 1 т добытого угля, руб.;
 D — количество добытого угля, т.

Под замыкающими затратами понимается величина предельно допустимых с точки зрения народного хозяйства затрат на получение единицы (или увеличение на единицу) количества данной продукции в определенном районе и в определенное время.

Разница в экономических результатах сравниваемых вариантов разработки участка в пределах 10% считается несущественной. В этом случае выбирается вариант, наиболее удобный по техническим соображениям, желательно с минимальным размером потерь угля при добыче.

Экономический ущерб ($У$) от потери какого-то количества балансовых запасов без какой бы то ни было экономической или технической компенсации определяется по формуле

$$У = Q_{б.з.} (K_{з.з.} - C_{д.}) (1 - П_{об}),$$

где $Q_{б.з.}$ — количество потерянных балансовых запасов, т;
 $П_{об}$ — размер общих потерь угля при добыче на шахте, доли единицы.

§ 9. Охрана недр и требования к их использованию при подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых

Разработка угля связана с нарушением горными работами значительных площадей земной поверхности и загрязнением шахтными водами прилегающих рек и водоемов. В связи с этим при проектировании и разработке угольных месторождений большое внимание необходимо уделять вопросам охраны природы и соблюдению требований действующих нормативных и законодательных актов, направленных на улучшение использования недр и усиление их охраны.

Советское государство на протяжении всего времени существования всегда проявляло неустанную заботу о бережливом отношении к природным ресурсам и их охране. Национализация недр явилась первым нормативным актом в области охраны недр. В современных условиях, когда многократно возросли и продолжают постоянно увеличиваться масштабы горных работ, проблема охраны недр становится особо актуальной и приобретает важное государственное значение. Это законодательно закреплено статьей 18 новой Конституции СССР 1977 г., в которой прямо записано, что «В интересах настоящего и будущих поколений в СССР принимаются необходимые меры для охраны и научно обоснованного, рационального использования земли и ее недр...»

Задачи и меры по охране недр и обеспечению полного извлечения полезных ископаемых при их добыче (в том числе и при разработке угольных месторождений) определяются и регулируются республиканскими законами «Об охране природы», «Основами земельного законодательства Союза ССР и союзных республик» (1968 г.), «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» (1975 г.), а также отраслевыми нормативами и правилами органов горного, санитарного, рыбного и водного надзоров.

Постоянный рост добычи угля требует не только постоянного наращивания разведанных запасов полезных ископаемых, но

и экономного расходования богатств недр, которое, как известно, в отличие от лесов, вод и некоторых других природных ресурсов, практически не восстанавливается.

В настоящее время на ряде шахт при разработке месторождений остается в недрах значительное количество угля. На количество потерь полезных ископаемых при добыче решающее влияние оказывают способ разработки месторождения, применяемая техника и технология. Современная отечественная техника и технология позволяют существенно снижать потери полезных ископаемых при подземном способе добычи.

Государственная собственность на недра в СССР составляет основу общественных отношений в области использования и охраны недр, создает условия планового, рационального и комплексного использования недр, позволяет обеспечивать правильное размещение производительных сил страны и высокие темпы развития народного хозяйства и является одним из важнейших факторов создания материально-технической базы коммунизма.

Советское законодательство о недрах призвано активно способствовать наиболее рациональному использованию недр и их охране.

Задачами советского законодательства о недрах являются обеспечение рационального, комплексного использования недр для удовлетворения потребностей в минеральном сырье и других нужд народного хозяйства, охраны недр, обеспечения безопасности работ при разработке недр. Все недра в СССР составляют единый государственный фонд, в который входят как используемые, так и неиспользуемые фонды.

Недра предоставляются в пользование для: геологического изучения; добычи полезных ископаемых; строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых; удовлетворения других государственных и общественных надобностей.

Для добычи угля недра предоставляются в пользование на основании акта, удостоверяющего горный отвод. Горные отводы для разработки угольных месторождений предоставляются органами государственного горного надзора. Разработка угольных месторождений за пределами горных отводов запрещается.

Шахты обязаны обеспечить:

рациональное использование и охрану недр;

безопасное для работников и населения ведение работ, связанных с разработкой месторождений;

охрану атмосферного воздуха, земель, лесов, вод и других объектов окружающей среды, а также зданий и сооружений от вредного влияния работ, связанных с разработкой месторождений;

приведение земельных участков, нарушенных при разработке месторождений, в безопасное состояние, а также в состояние, пригодное для использования их в народном хозяйстве.

По завершении отработки запасов угля, а также в случаях, когда по технико-экономическим расчетам и другим обоснованиям дальнейшая разработка месторождения или его части нецелесообразна или невозможна, шахты, разрабатывающие месторождения, или соответствующая часть этого предприятия подлежат ликвидации либо переводу на консервацию.

При полной или частичной ликвидации либо консервации шахтные горные выработки должны быть приведены в состояние, обеспечивающее безопасность населения, охрану окружающей природной среды, зданий и сооружений, а при консервации также и сохранность месторождения, горных выработок на все время консервации.

При ликвидации и консервации шахты или ее части геологическая и маркшейдерская документация пополняется на момент завершения горных работ и сдается на хранение в установленном порядке.

§ 10. Мощность и срок службы шахты

Основными характеристиками, определяющими тип шахты, являются производственная мощность и срок существования (службы) шахты.

Производственная мощность шахты является одним из основных параметров, определяющих не только количественные параметры всего технологического комплекса, но и основные технико-экономические показатели работы шахты.

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

Срок существования шахты равен периоду, в течение которого отрабатываются промышленные запасы полезного ископаемого в пределах шахтного поля.

Между годовой производственной мощностью шахты A_r , сроком ее существования T_p и величиной промышленных запасов шахтного поля $Z_{\text{пром}}$ существует следующая зависимость:

$$T_p = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_r}, \text{ лет.}$$

Современные угольные шахты — это крупные высокомеханизированные горные предприятия. В настоящее время работают шахты с годовой производственной мощностью 2—3 млн. т угля. Более мощные шахты обеспечивают лучшие показатели по производительности труда и себестоимости угля. Поэтому в настоящее время мощности шахт рекомендуется принимать, как правило, 1,8; 2,4; 3,0; 3,6 млн. т в год, а на участках с большими запасами и благоприятными геологическими условиями 4,5—6,0 млн. т в год и выше. В отдельных случаях на участках с ограниченными запасами углей дефицитных марок, при соответствующем

технико-экономическом обосновании, допускается принимать мощности шахты менее 1,8 млн. т в год.

Расчетный срок существования шахты мощностью более 1,8 млн. т в год рекомендуется принимать не менее 50—60 лет.

Полный срок существования шахты T_n будет несколько больше, так как к расчетному сроку добавляется некоторое время на освоение проектной мощности шахты и ее затухание к концу отработки запасов:

$$T_n = T_p + t_1 + t_2, \quad (1.1)$$

где t_1 — срок освоения годовой проектной мощности шахты. Согласно нормам технологического проектирования (НТП) устанавливается: не более 2 лет при A_r от 0,6 до 1,2 млн. т и не более 3 лет при A_r от 1,2 до 3 млн. т. При $A_r > 3$ млн. т, а также для шахт глубиной более 800 м срок освоения проектных мощностей определяется при проектировании;

t_2 — срок затухания добычи к концу отработки запасов; он строго не регламентирован, но должен составлять не более 20% продолжительности отработки последнего горизонта, т. е. при пологих пластах не более 2—3 лет и при крутых не более 1—2 года.

При установлении годовой мощности и срока существования годовой шахты обычно различают два случая:

запасы участка месторождения ограничены;

запасы участка месторождения не ограничены.

В первом случае для предварительного обоснования производственной мощности шахты рекомендуется использовать аналитический метод исходя из минимума затрат на тонну добычи.

Докт. техн. наук П. З. Звягин предлагает производственную мощность шахты при ограниченных размерах шахтного поля определять по формуле

$$A_r = \sqrt{\frac{C\varphi^2 + EK_1}{\frac{C}{Z_{\text{пром}}} + K_{\text{пр}}EK_2}}, \text{ тыс. т в год} \quad (1.2)$$

где C , φ , K_1 , K_2 и $K_{\text{пр}}$ — расчетные коэффициенты, значения которых для различных бассейнов приведены в табл. 1.2;

E — отраслевой нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Расчетную производственную мощность шахты, полученную по формуле (1.2), корректируем до ближайшего большего значения производственных мощностей параметрического ряда.

Определив производственную мощность шахты и зная промышленные запасы шахтного поля, находим полный срок существования шахты с учетом периода освоения и затухания добычи по формуле (1.1).

Таблица 1.2

Бассейн, тип шахты	Расчетные коэффициенты				
	C	K ₁	K ₂	K _{пр} · 10 ³	φ
Донецкий:					
шахты с пологими и наклонными пластами	28,0	3307	25,1	0,134	4,4 + 0,18A _{заб}
шахты с крутыми пластами антрацитовые шахты	24,1	3307	25,1	0,134	2,6 + 0,34A _{заб}
	18,6	4445	17,7	0,134	4,4 + 0,23A _{заб}
Кузнецкий:					
шахты с пологими и наклонными пластами тонкими и средней мощности	18,6	6123	16,2	0,081	2,3 + 0,66A _{заб}
шахты с крутыми пластами средней мощности и мощными	17,8	6123	16,2	0,081	2,8 + 0,86A _{заб}
Карагандинский	16,5	3605	12,0	0,081	-0,3 + 0,74A _{заб}
Подмосковный	13,9	1738	10,4	0,081	5,6 + 0,14A _{заб}

Примечание. A_{заб} — месячная производительность очистного забоя, тыс. т

Во втором случае для предварительного обоснования производственной мощности шахты рекомендуется использовать статистический или вариантный метод расстановки рабочих по процессам.

Рассмотрим один из наиболее распространенных методов предварительного обоснования мощности шахты — статистический метод, при котором в качестве критерия оптимальности взято влияние мощности шахты (A, т) на производительность труда рабочего по добыче (P, т/мес).

Задача решается на основе статистических материалов, полученных на шахтах. Для обеспечения однородности статистической выборки шахты отбираются с одинаковыми горно-геологическими и горнотехническими условиями. Сущность метода и порядок необходимых расчетов можно рассмотреть на конкретном примере.

Пример (по данным проф. А. П. Киялчкова). Определить производственную мощность шахты статистическим методом. Задача решается на статистических материалах шахт Кузнецкого бассейна с пологими пластами, работавшими в течение последних 14 лет. Рассматриваемый период разбит на семь частей или массивов. Продолжительность периода работы шахт, объединенных в один массив, равна двум годам. Наиболее представительными являются группы шахт мощностью от 3 тыс. до 7 тыс. т в сутки.

Для каждого массива на ЭВМ рассчитывается однофакторное уравнение связи; зависимость производительности труда рабочего по добыче от производственной мощности шахты; среднее значение P и A, а также корреляционное отношение η.

В качестве формы связи могут рассматриваться линейная, гиперболическая, параболическая и логарифмическая. Выбирается для дальнейшего анализа та из них, у которой наибольшее корреляционное отношение.

Принимаем гиперболическую зависимость вида

$$P = a + \frac{b}{A}.$$

По найденному уравнению связи определяем производительность труда рабочего по добыче в зависимости от среднесуточной мощности шахты, варьируя последнюю в пределах 2—11 тыс. т через каждые 1000 т.

Данные расчетов сводим в табл. 1.3 и 1.4, располагая их в строго хронологическом порядке.

Таблица 1.3

Номер		Уравнение связи	Значения		
массива	уравнения связи		\bar{P} , т/мес	\bar{A} , т/сут	η
1	(1)	$P_1 = a_1 + \frac{b_1}{A}$	\bar{P}_1	\bar{A}_1	η_1
2	(2)	$P_2 = a_2 + \frac{b_2}{A}$	\bar{P}_2	\bar{A}_2	η_2
...
7	(7)	$P_7 = a_7 + \frac{b_7}{A}$	\bar{P}_7	\bar{A}_7	η_7

Таблица 1.4

Суточная мощность шахты, тыс. т	Расчетная производительность труда рабочего по добыче, т/мес							
	1	2	3	4	5	6	7	Прогноз на четыре года
2	$P_{1.2}$	$P_{2.2}$	$P_{7.2}$	$P_{8.2}P_{9.2}$
3	$P_{1.3}$	$P_{2.3}$	$P_{7.3}$	$P_{8.3}P_{9.3}$
11	$P_{1.11}$	$P_{2.11}$	$P_{7.11}$	$P_{8.11}P_{9.11}$

По данным табл. 1.4 строим график указанной выше зависимости, но для каждого массива в отдельности. Получается семейство из семи кривых (рис. 1.1). При анализе устанавливаем фактически сложившийся характер влияния на производительность труда рабочего по добыче фактора времени как отражение технического прогресса за прошедшие годы и мощности шахты. При этом следует обратить внимание на то обстоятельство, что с увеличением мощности шахты производительность труда рабочего по добыче растет, но неравномерно. Выделяем участки кривых с наиболее крутой частью и граничные точки соединяем пунктирной прямой АВ.

Для выяснения влияния фактора времени на ближайшую перспективу используем аппарат прогнозирования. Учитывая специфику поставленной цели, применяем метод наименьших квадратов, который обеспечивает достаточно точность и объективность прогноза.

В качестве исходных служат данные табл. 1.4, сгруппированные по шахтам с постоянной производственной мощностью (2, 3, ..., 11 тыс. т в сутки). При прогнозировании цена деления фактора времени принимается равной двум годам, т. е. соответствует продолжительности периода работы шахт, объединенных в один массив.

Форма связи также может быть различной; в нашем примере рекомендуется парабола второго порядка вида

$$P = a + bt + ct^2, \quad (1.3)$$

где a, b, c — коэффициенты;

t — цена деления; его увеличение на единицу соответствует прогнозу на два года.

Для группы шахт с постоянной производственной мощностью определяются значения коэффициентов a, b, c для уравнения (1.3) путем решения системы нормальных уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \sum P &= na + b \sum t + c \sum t^2; \\ \sum tP &= a \sum t + b \sum t^2 + c \sum t^3; \\ \sum t^2P &= a \sum t^2 + b \sum t^3 + c \sum t^4. \end{aligned} \right\} \quad (1.4)$$

Данные расчетов при решении системы уравнений (1.4) сводят в табл. 1.5 (расчеты следует вести с точностью до второго знака после запятой).

По уравнению (1.3) определяется значение прогнозируемой производительности труда рабочего по добыче, принимая глубину прогноза равной $\frac{1}{3}$ от длительности предыстории (14 лет), т. е. 4 годам (для $t = 8$ и 9).

Данные расчетов сводят в табл. 1.4, 1.5 и 1.6.

По данным прогнозов производительности труда (табл. 1.4) строим кривую на рис. 1.1 (пунктир).

Для прогнозирования влияния мощности шахты на производительность труда рабочего по добыче необходимо по расчетным данным (табл. 1.4), запрогнозированным по фактору времени, подобрать уравнение кривой, которое наиболее точно описывало бы указанную связь, особенно на участке последних 6—7 точек. Для рассматриваемого примера можно принять гиперболу вида

$$P = a + \frac{b}{A} \quad (1.5)$$

Для нахождения коэффициентов a и b гиперболы следует решить систему нормальных уравнений:

$$\left\{ \begin{aligned} \sum nP &= na + b \sum \frac{n}{A} \\ \sum n \frac{P}{a} &= a \sum \frac{n}{A} + b \sum \frac{n}{A^2}. \end{aligned} \right. \quad (1.6)$$

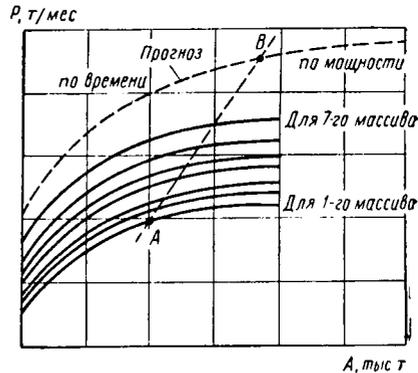


Рис. 1.1. Зависимость производительности труда рабочего по добыче от среднесуточной добычи шахты

Таблица 1.5

Суточная мощность шахты, тыс. т	Значения						
	$\sum P$	$\sum t$	$\sum tP$	$\sum t^2P$	$\sum t^2$	$\sum t^3$	$\sum t^4$

Таблица 1.6

Суточная мощность шахты, тыс. т	Вид уравнения
3	$P_3 = a_3 + b_3t + c_3t^2$
4	$P_4 = a_4 + b_4t + c_4t^2$
...
11	$P_{11} = a_{11} + b_{11}t + c_{11}t^2$

Таблица 1.7

Суточная мощность шахты, тыс. т	P , т/мес	n , количество наблюдений	$\frac{n}{A}$	$\frac{n}{A^2}$	nP	$\frac{nP}{A}$

Исходные данные для решения рекомендуется свести в табл. 1.7.

Определяются значения величин, входящих в табл. 1.7 (расчеты следует вести с точностью до четвертого знака после запятой).

По данным табл. 1.7 определяют значения коэффициентов a и b уравнения (1.6) *.

По уравнению (1.5) * определяют значения производительности труда рабочего по добыче, запрогнозированной при изменении мощности шахты до 15 тыс. т в сутки, и наносят на рис. 1.1. Полученные точки используют как продолжение гиперболы, ранее построенной при прогнозировании по фактору времени.

Анализируется характер гиперболы, отсекается ее крутая часть; пологая часть, в пределах которой увеличению мощности шахты на 3—4 тыс. т в год соответствует незначительный рост производительности труда рабочего по добыче порядка 5—8%, и будет ограничивать область рациональных значений производственной мощности шахты.

В области рациональных значений определяем оптимальную мощность проектируемой шахты для данного угольного района. Как и в первом случае,

производственную мощность шахты, полученную статистическим методом, корректируем до ближайшего большего значения производственных мощностей параметрического ряда.

Дальнейшее ее уточнение должно происходить в увязке с промышленными запасами и сроком службы.

Г л а в а III

ОТРАБОТКА ЗАПАСОВ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ

§ 1. Общие сведения

Отработка — это определенный порядок выемки запасов шахтного поля в пространстве и времени. Отработка шахтного поля предусматривает решение следующих основных вопросов:

деление шахтного поля на части, удобные для разработки (крылья, блоки, горизонты, этажи, панели);

порядок отработки пластов;

обоснование времени вскрытия шахтного поля на разных горизонтах;

установление систем подготовки и разработки для первого горизонта и рекомендаций по применению соответствующих систем на последующих горизонтах;

календарный план отработки запасов всего шахтного поля по горизонтам, блокам и пластам и др.;

учет влияния отработки соседних шахтных полей вплоть до пересмотра технических границ между ними и целесообразности объединения их в определенное время для отработки одним предприятием.

Учитывая большой срок службы шахты, отработка дает лишь принципиальные решения, допускающие известную свободу внесения в установленном порядке изменений, учитывающих непрерывный прогресс науки и техники.

Основными факторами, обуславливающими выбор той или иной системы отработки, являются: размеры шахтного поля по падению и простиранию; число рабочих пластов и их мощность; угол падения пластов; наличие пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа и горным ударам, пластов с высокой газоносностью и сближенных пластов; мощность наносов или покрывающих пласты коренных пород; геологическая нарушенность месторождения в пределах шахтного поля; обводненность месторождения и др.

§ 2. Шахтные поля

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

Часть месторождения, отведенная для разработки одной шахте, называется шахтным полем.

Шахтное поле имеет границы по восстанию, падению и простирацию. Проекция границ шахтного поля на земную поверхность называется горным отводом шахты.

Границы шахтного поля могут быть фиксированными и условными, фиксированная граница технологически не может быть перенесена, а условная граница устанавливается соответствующими законодательными положениями и в процессе эксплуатации месторождения может быть изменена. Фиксированные границы 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

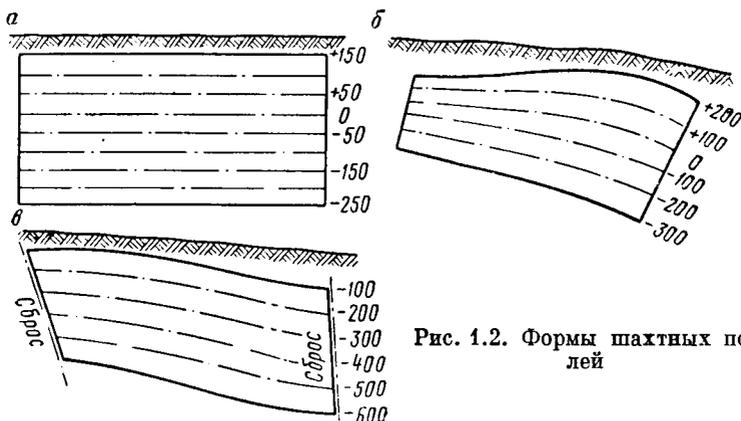


Рис. 1.2. Формы шахтных полей

поверхности, а также под крупными водоемами. Условные границы образуются поверхностями, установленными Государственной комиссией по запасам (ГКЗ), и в случае производственной необходимости, после рассмотрения технического задания, могут быть перенесены. К условным границам относятся также границы шахтных полей соседних горных предприятий.

Форма шахтного поля зависит от характера залегания месторождения. При правильном залегании угольного пласта шахтное поле имеет форму прямоугольника, вытянутого по простирацию (рис. 1.2, а). При неправильном залегании угольного пласта шахтное поле принимает форму, соответствующую форме месторождения или его части (рис. 1.2, б). Иногда границами шахтного поля служат крупные геологические нарушения — сбросы или сдвиги (рис. 1.2, в).

В Подмосковном бассейне месторождения состоят из отдельных линз неправильной формы. При больших размерах линзы делят на несколько шахтных полей. Размеры полей угольных шахт по простирацию колеблются от 3 до 10 км, а на крупных строящихся шахтах — до 20 км, по падению — до 4—5 км.

При крутом залегании пластов размеры шахтных полей по

простирацию примерно те же, что и при пологом, а по падению значительно меньше и составляют 1,5—2 км.

Приведенные примеры не являются стандартными. Они зависят от числа рабочих пластов в шахтном поле, от их мощности, нарушенности месторождения и других факторов. В бассейнах с большим числом мощных пластов достаточные запасы угля для разработки одной шахтой обеспечиваются при несколько меньших размерах шахтного поля по простирацию.

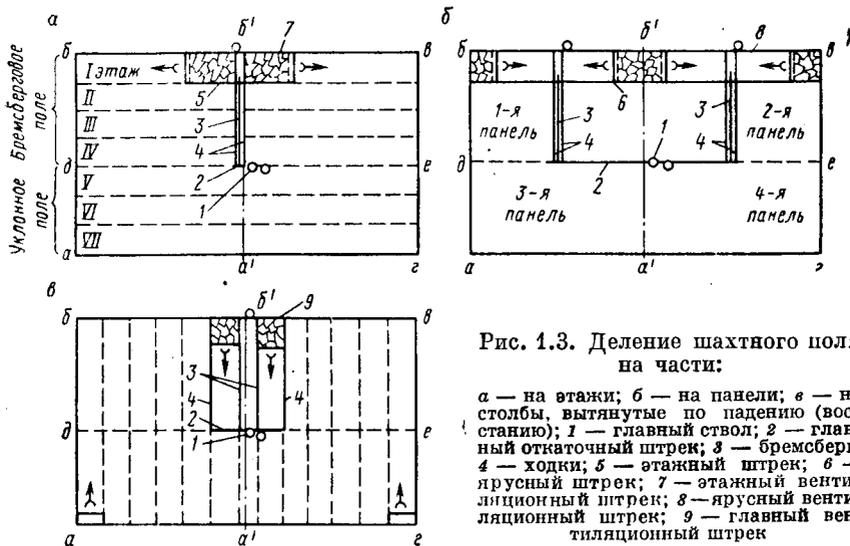


Рис. 1.3. Деление шахтного поля на части:

а — на этажи; б — на панели; в — на столбы, вытянутые по падению (восстановлению); 1 — главный 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

§ 3. Деление шахтного поля на части

Для правильной и последовательной разработки шахтное поле делят на части. Часть шахтного поля, расположенную по одну сторону от шахтного ствола или каких-либо других капитальных вскрывающих выработок, называют **к р ы л о м**.

На рис. 1.3, а, б, в показаны два крыла шахтного поля — правое крыло а', б', в, е, г и левое крыло а, д, б, б', а'. Такое шахтное поле называется **двукрылым**. Двукрылая разработка шахтного поля при прочих равных условиях позволяет более интенсивно выработать запасы шахтного поля.

Иногда шахтные поля бывают **однокрылыми**. Крыльям шахтных полей присваивают названия частей света, например южное и северное крыло шахтного поля. Крылья шахтного поля разрабатывают чаще одновременно и реже последовательно.

Шахтное поле в зависимости от размеров по падению делят на части. Часть шахтного поля, образованная делением его по падению горизонтальными плоскостями, называется **г о р и з о н т о м**. В зависимости от вида транспорта по наклонным

выработкам для угля, породы, материала и людей размер горизонта обычно составляет 1000—2000 м, а в перспективе — до 3000 м.

Проектная мощность шахты должна обеспечиваться, как правило, работой на одном горизонте; срок службы горизонта для шахт, разрабатывающих пологие и наклонные пласты, должен составлять не менее 10—15 лет, а для шахт, разрабатывающих крутонаклонные и крутые пласты, не менее 10 лет.

Часть шахтного поля *дбб'ве*, расположенная выше места пересечения пласта шахтным стволом или какой-либо капитальной вскрывающей выработкой, называется шахтным полем по восстанию (или бремсберговым полем, если ее обслуживают бремсберги).

Часть шахтного поля, расположенную ниже места пересечения пласта шахтным стволом или какой-либо капитальной вскрывающей выработкой, называют шахтным полем по падению (или уклонным полем, если ее обслуживают уклоны).

В шахтном поле вначале разрабатывают его части, расположенные ближе к поверхности. Обычно размер по падению бремсбергового поля больше уклонного. Это объясняется более сложными условиями проветривания и транспортирования полезного ископаемого при отработке уклонных полей. Отработку уклонами предусматривают при разработке последнего горизонта при длине уклона не более 1000—1200 м.

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

Этажом называют часть пласта в пределах шахтного поля, вытянутую по простиранию и ограниченную по восстанию и падению основными штреками (вентиляционным и откаточным), проводимыми до границ шахтного поля, а по простиранию — границами шахтного поля (см. рис. 1.3, а). Длина этажа по падению при разработке наклонных пластов обычно составляет 350—400 м. При разработке крутонаклонных пластов высоту этажа принимают 145—155 м, а при разработке крутых пластов — 125—135 м, вертикальную высоту этажа принимают не менее 100—120 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 откаточными промежуточными бремсбергами (скатами). Часть этажа, обслуживаемая промежуточным бремсбергом, т. е. бремсбергом, пройденным в пределах этажа, называется выемочным полем. Выемочные поля бывают односторонними, если очистные забои располагаются с одной стороны от промежуточного бремсберга, и двусторонними, если очистные забои расположены с обеих сторон от промежуточного бремсберга.

Деление шахтных полей на этажи применяют при разработке пластов с углами падения свыше 18° . На горизонтальных и пологих пластах с углами падения до 18° шахтные поля могут быть разделены на панели (см. рис. 1.3, б).

Панелью называется часть пласта в пределах шахтного поля, ограниченная по восстанию и падению главными штреками, либо с одной стороны границей шахтного поля, а по простиранию — границами соседних панелей или границей соседней панели с одной стороны и границей шахтного поля — с другой и обслуживаемая собственной транспортной выработкой — бремсбергом (уклоном).

Если бремсберг (уклон) проходят посредине панели, то панель называется двусторонней, а если у границы панели, то односторонней, первые наиболее предпочтительные. При панельной подготовке проводят только один основной откаточный штрек на горизонте околоствольного двора.

Длина панели, как и бремсберга (уклона), обычно регламентируется транспортными средствами по наклонным выработкам и условиями проветривания. Размер панели по простиранию находится преимущественно в пределах 2500—3000 м, по падению — до 1200—1500 м.

Панели по падению делят на ярусы. Ярус — это часть пласта в пределах панели, ограниченная выемочными штреками (конвейерным и вентиляционным). Ярус можно вынимать одной, двумя или тремя лавами, работающими одновременно или с некоторым опережением одна относительно другой.

При разработке пологих пластов с углами падения до 12° , а в будущем и с большими углами падения (до 18°) шахтное поле делится на бремсберговую и уклонную части длиной по падению, как правило, не менее 1000 м, обрабатываемые лавами, подвижными по падению (восстанию) (рис. 1.3, в).

При благоприятных горно-геологических условиях размеры выемочных столбов при отработке лавами по восстанию (падению) можно принимать до 2—3 км.

При разработке свиты газоносных пластов и больших размерах шахтного поля по простиранию (более 8—10 км) шахтное поле целесообразно делить на блоки, если без разделения на блоки не обеспечивается высокая концентрация горных работ.

Блок называется часть шахтного поля, имеющая сеть вентиляционных выработок, обеспечивающих независимое проветривание, и ограниченная по падению и восстанию соответственно нижней и верхней границами шахтного поля, а по простиранию — границами соседних блоков или границей соседнего блока с одной стороны и границей шахтного поля — с другой. Объединяет блоки общий для всего горизонта главный откаточный штрек, по которому осуществляется транспортирование угля к главным стволам.

На рис. 1.4 показана схема, в которой шахтное поле делится на три блока. При одновременной работе трех блоков производственная мощность шахты существенно увеличивается. Шахтное поле разрабатывается тремя горизонтами. В центре шахтного поля пройдено два центрально-сдвоенных ствола, а на крыльях —

по одному фланговому стволу, откаточные штреки на каждом горизонте соединены со всеми стволами погоризонтными квершлагами. Уголь выдается только через центрально-двоянные стволы, у которых размещены все поверхностные сооружения для приемки угля.

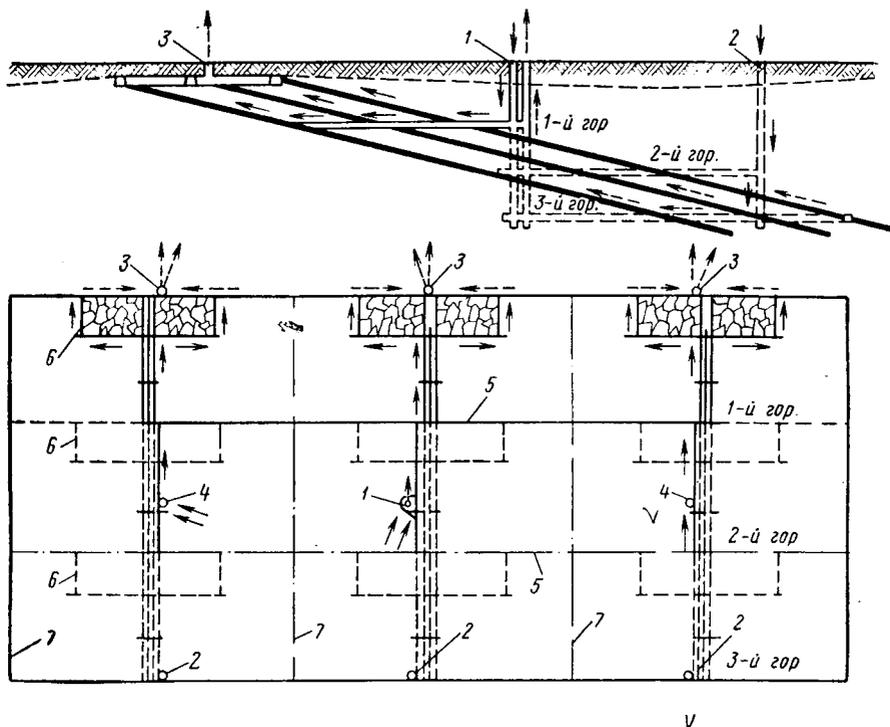


Рис. 1.4. Деление шахтного поля на блоки:

1 — подъемный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — вентиляционный шурф; 4 — подъемный фланговый ствол; 5 — главный штрек; 6 — лава; 7 — граница блока (→ — свежая струя; --- — исходящая струя)

При разработке 1-го горизонта перечисленные стволы служат для подачи свежего воздуха в забой блоков. Исходящая струя выходит через вентиляционные шурфы. 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 свежая струя, а через стволы, по которым ранее поступал свежий воздух из шахты, выводится исходящая струя. Для разработки 3-го горизонта все стволы углубляются. Таким образом, каждый блок проветривается как самостоятельное шахтное поле, имеющее небольшие размеры по простиранию.

Основное назначение всех вспомогательных стволов — проветривание шахты, но их используют также для вспомогательных операций, спуска и подъема рабочих, спуска материалов и др.

Размеры блока по простиранию определяют расчетом и корректируют его исходя из необходимости разделения шахтного поля на целое число блоков, а также с учетом крупных геологических нарушений.

При метанообильности шахт свыше $10 \text{ м}^3/\text{т}$ в пределах блока размещают, как правило, одну панель, а при метанообильности менее $10 \text{ м}^3/\text{т}$ — число панелей определяется технико-экономическими расчетами.

Размер блока по простиранию необходимо принимать в пределах от 1,5 до 3,5 км при размещении в нем одной панели и от 4 до 6 км при размещении в нем двух панелей.

§ 4. Порядок и направление отработки шахтного поля

Отработка отдельных частей шахтного поля осуществляется в определенной последовательности как по восстанию (падению), так и по простиранию.

Под последовательностью отработки частей шахтного поля понимается очередность их отработки относительно границ шахтного поля и элементов залегания пласта. В первом случае говорят о порядке отработки, во втором — о направлении отработки.

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

Отработка этажей производится в определенной последовательности как по восстанию (падению), так и по простиранию.

Согласно правилам технической эксплуатации отработка этажей на шахтах III категории и сверхкатегорных по метану должна производиться в нисходящем порядке (§ 24, ПТЭ, изд. 1976 г.). Такой порядок отработки способствует уменьшению содержания метана в вентиляционном штреке, дренирующего из него через выше расположенное выработанное пространство, через которое уходит часть метана.

При соответствующем технико-экономическом обосновании допускается по согласованию с органами Госгортехнадзора отработка этажей в восходящем порядке.

На шахтах ниже III категории по газу этажи, расположенные в бремсберговой части шахтного поля, могут обрабатываться также в восходящем порядке. Это позволяет ускорить сдачу новой шахты в эксплуатацию, так как подготовка очистных забоев может начинаться от ствола.

Этажи, расположенные в уклонной части шахтного поля обрабатывают, как правило, в нисходящем порядке. При нисходящем порядке отработки уклон углубляется постепенно. Это способствует разведке шахтного поля по падению, непрерывной откачке всего притока воды в уклоне, лучшему проветриванию выработок, поскольку верхние этажи уже выработаны.

По простиранию этажи могут обрабатываться от середины шахтного поля к границам. Такой порядок отработки называется *прямым* (рис. 1.5, а), а от границ шахтного поля к его середине — *обратным* порядком отработки (рис. 1.5, б).

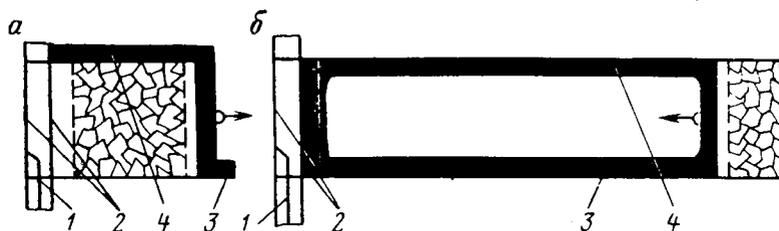


Рис. 1.5. Порядок отработки этажей (ярусов):

а — прямой; б — обратный; 1 — конвейерный бремсберг; 2 — ходки; 3 — этажный (ярусный) откаточный штрек; 4 — этажный (ярусный) вентиляционный штрек

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 при прямом порядке отработки затрудняется поддержание этажных штреков в рабочем состоянии, что отрицательно сказывается на работе шахты; поддержание этажных штреков связано с большими дополнительными затратами, особенно вентиляционного штрека, который находится в выработанном пространстве. Целики, оставляемые с одной или с обеих сторон вентиляционного штрека, испытывают опорное давление, под действием которого они постепенно разрушаются, и штрек деформируется.

Откаточный штрек находится в более благоприятных условиях, так как с одной его стороны расположен еще не тронутый массив угля, а с другой — выкладывается бутовая полоса шириной 8—12 м или оставляются целики размером 20—30 м.

Существенным недостатком прямого порядка отработки этажей является утечка воздуха в выработанное пространство.

При обратном порядке отработки этажей резко сокращаются затраты на поддержание этажных штреков, так как откаточный штрек целиком находится в угольном массиве, а вентиляционный штрек с одной стороны защищен массивом угля разрабатываемого этажа. Оба штрека испытывают опорное давление значительной

величины только на участке длиной 10—20 м впереди очистного забоя, т. е. перед их погашением.

Затраты на поддержание этажных штреков при обратном порядке отработки в 5—10 раз меньше, чем при прямом.

Большим преимуществом обратного порядка отработки является отсутствие утечек воздуха на откаточном штреке. Кроме того, в случае возникновения в выработанном пространстве пожара от самовозгорания угля участок можно легко изолировать, оставив целик угля.

При обратном порядке отработки упрощается организация работы транспорта, так как отпадает необходимость обслуживания проходческих работ и на откаточном штреке производится погрузка угля только от очистных работ. При наличии одного забоя как при проведении штреков, так и при выемке угля из очистного забоя создаются лучшие условия для использования транспортных средств и обеспечивается независимость работ по добыче и проведению выработок.

Наконец, предварительное проведение этажных штреков дает возможность точно установить места геологических нарушений в этаже и с учетом этого соответствующим образом спланировать развитие фронта очистных работ.

Приведенные соображения говорят о необходимости более широкого применения отработки этажей от границ шахтного поля.

Однако у этого способа есть недостатки:

значительные затраты времени на проведение откаточного и вентиляционного штреков до границ шахтного поля. В зависимости от размеров шахтного поля по простиранию и скорости проведения штреков для подготовки этажа может потребоваться значительный период времени;

трудность проветривания этажных штреков в период подготовки, если длина их достигает 2—3 км;

трудность поддержания откаточного штрека обрабатываемого этажа для сохранения его в качестве вентиляционного штрека до начала очистных работ в нижележащем этаже, так как с одной его стороны находится выработанное пространство.

Для частичного устранения перечисленных недостатков необходимо применять форсированные методы проведения подготовительных выработок.

При делении шахтного поля на панели вначале обрабатывают обычно панели, расположенные в бремсберговой части, а затем уже панели в уклонной части шахтного поля.

В зависимости от производственной мощности шахты в одно-временной работе могут быть две, три, четыре панели и больше.

По правилам технической эксплуатации (§ 23, ПТЭ, изд. 1976 г.) порядок отработки шахтного поля при делении на панели следует применять, как правило, прямой — при отработке

бремсберговых полей (от стволов к границам) и обратный — при отработке уклонных полей (от границ к стволам), при этом главные откаточные штреки обычно погашают.

При таком порядке отработки в период строительства шахты вводят в эксплуатацию ближайšie к стволам панели, чем обеспечиваются минимальные сроки строительства и наименьшие первоначальные капитальные затраты. Отработка же уклонных панелей обратным ходом возможна без дополнительных затрат, так как к концу работ в бремсберговом поле главный откаточный штрек будет уже проведен. Кроме того, пласт будет разведан до границ шахтного поля по простиранию.

Порядок отработки ярусов в панели примерно такой же, как и этажей в шахтном поле. Ярусы 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 полях ярусы обычно обрабатывают в нисходящем порядке.

По простиранию ярусы можно обрабатывать в направлении к границам панели и от границ. Учитывая, что размеры крыльев панели намного меньше, чем крылья шахтного поля при этажной подготовке, ярусы легче готовить к обратной выемке. Поэтому отработка ярусом от границ панелей нашла достаточно широкое применение.

Для проветривания выработок в бремсберговых панелях свежая струя поступает через центральный ствол. Исходящая воздушная струя направляется к шурфам, пройденным для каждой панели, или к вентиляционному стволу, расположенному на верхней границе шахтного поля; в последнем случае поддерживается общий вентиляционный штрек.

Исходящая струя в каждой панели может направляться по параллельному ходу вниз к главному вентиляционному штреку и затем ко второму стволу; эта схема проветривания не допускается в газовых шахтах, разрабатывающих пласты с углами падения более 10° .

Движение воздуха в очистных выработках и на всем дальнейшем пути следования за ними (кроме выработок длиной менее 30 м) должно быть восходящим.

Допускается нисходящее проветривание очистных выработок на пластах с углами падения более 10° при условии, что проветривание их осуществляется по схемам, которые предусматривают дополнительную подачу свежего воздуха по выработке, примыкающей к очистному забою на нижнем горизонте; скорость движения воздуха в призабойном пространстве очистных выработок должна быть не менее 1 м/с.

Проект отработки пластов с нисходящим проветриванием очистных выработок должен утверждаться техническим директором производственного объединения.

На пластах, не опасных по внезапным выбросам угля и газа, допускается нисходящее движение исходящей из очистных выработок вентиляционной струи по выработкам с углами наклона более 10° . При этом скорость движения воздуха должна быть не менее 1 м/с; крепь выработок, кроме прилегающих к очистным забоям, должна быть негоряемой или трудногоряемой (§ 186, ПБ, изд. 1976 г.).

Уклонные панели обычно проветриваются через центрально-сдвоенные стволы.

Отдельные части шахтного поля отрабатываются в определенной последовательности во времени. В конкретных условиях одновременно могут отрабатываться один или несколько выемочных горизонтов или блоков, одна или несколько панелей, один или несколько этажей. В зависимости от того, сколько одноименных частей шахтного поля отрабатывается одновременно, различают последовательную и параллельную отработки шахтного поля.

Эффективная и безопасная разработка угольных месторождений возможна только на основе научно обоснованного подхода к планированию развития горных работ по свите (свитам) пластов в отдельных частях шахтного поля.

§ 5. Порядок и очередность отработки пластов в свите

При разработке свиты пластов необходимо различать направление отработки отдельных пластов по нормали к напластованию. Пласты свиты могут отрабатываться в восходящем, нисходящем и смешанном порядке.

Как правило, должен применяться нисходящий порядок отработки пластов, т. е. выемка пластов начинается с верхнего, поскольку при этом лучше условия поддержания выработок.

Восходящий и смешанный порядок отработки применяется при первоочередной отработке защитных пластов, а также когда это приводит к рациональному перераспределению между пластами газовыделения и горного давления.

Рабочие пласты свиты могут отрабатываться одновременно или последовательно.

При пологом и наклонном залегании пластов, как правило, одновременно отрабатывается не более 2—3 пластов, при крутом залегании — не более 70—75% рабочих пластов, а при наличии более 50% пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, — 60% рабочих пластов. При этом положение очистных забоев должно быть взаимосвязано в пространстве и времени.

При последовательной отработке выемка очередного пласта производится после окончания горных работ в пределах этажа, панели или горизонта предыдущего пласта. Порядок отработки

пластов свиты определяется проектом ведения горных работ на горизонте.

По правилам безопасности (§§ 107, 108, ПБ, изд. 1976 г.), разработку залегающих в свите угольных пластов, опасных и угрожаемых по выбросам, следует производить только после предварительной выемки защитных пластов. Отработка защитного пласта должна производиться без оставления целиков в выработанном пространстве. В исключительных случаях допускается оставление целиков с разрешения технического директора производственного объединения при обязательном нанесении их на планы горных работ и указании границ незащищенных зон на подзащитном пласте.

Опережающая отработка защитных пластов позволяет решить следующие задачи:

- предотвращение горных ударов;
- предотвращение выбросов угля (породы) и газа;
- обеспечение устойчивости горных выработок;
- преодоление трудностей, связанных с применением отдельных систем разработки и способов выемки в условиях повышенного горного или газового давления.

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 (груше свит) на глубинах 800—1500 м обеспечивает благоприятное перераспределение горного давления и газообильности и условия разработки остальных 85—90% пластов. В результате могут быть значительно повышены технико-экономические показатели горных (очистных) работ.

Глава I

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Факторы, влияющие на выбор систем разработки

Условия залегания полезных ископаемых весьма разнообразны и поэтому выбор системы разработки зависит от ряда геологических, технических и организационных факторов, определяющих эти условия. К основным факторам, предопределяющим выбор той или иной системы разработки месторождений полезных ископаемых, относятся: форма залегания, мощность, угол падения, строение пласта, свойства полезного ископаемого и вмещающих пород, газоносность и водоносность месторождения, склонность пласта к самовозгоранию, степень сближенности отдельных пластов, глубина разработки, склонность пластов к горным ударам, способы и средства механизации производственных процессов в очистных и подготовительных выработках, требования, предъявляемые к добываемому полезному ископаемому промышленностью (потребителем).

Мощность пласта. Чем пласт мощнее, тем более значительный объем пород над выработанным пространством приходит в движение при его выемке, вследствие чего усложняются процессы крепления и управления кровлей.

При разработке тонких пластов горные выработки часто проводят и поддерживают в выработанном пространстве. Значительно труднее делать это при разработке пластов средней мощности и почти невозможно при разработке мощных пластов.

Разработка мощных пластов может привести к оседанию поверхности, разрушению наземных сооружений. При разработке мощных пластов приходится решать вопрос о способе выемки пласта — на полную мощность или с разделением его на слои.

При разработке весьма тонких и тонких пластов подготовительные выработки проводят с подрывкой боковых пород и размещением этой породы в выработанном пространстве; часть породы при этом выдается на поверхность. При разработке пластов средней мощности сечения подготовительных выработок обычно не выходят за мощность пласта.

Угол падения пласта также является одним из основных факторов, учитываемых при выборе системы разработки.

При разработке крутых пластов отбитое полезное ископаемое и обрушенная порода скатываются по почве пласта. Порода почвы

пласта также может обрушаться, что создает опасность травмирования рабочих очистного забоя и приводит к загрязнению угля. Величина угла падения пласта имеет большое значение при решении вопросов вентиляции.

Механические свойства полезного ископаемого, в частности крепость угля, влияют на способ механизации выемки и производительность выемочных механизмов. Уголь пластов во многих случаях способен легко откалываться по кливажным плоскостям. Направление кливажных плоскостей на разных пластах различное, а на одном пласте выдерживается на значительных площадях.

При выборе системы разработки следует учитывать, что отбойка угля производится легче, когда очистной забой расположен параллельно кливажу, и очень затруднительна при расположении забоя перпендикулярно к кливажу или, как говорят, против кливажа. Это особенно важно, когда для выемки угля применяют струговые установки.

Свойства боковых пород оказывают существенное влияние на выбор системы разработки, способы управления кровлей и поддержания выработок.

Основной характеристикой свойств боковых пород является их устойчивость, которая определяет способность пород удерживаться от сдвижения, деформации или обрушения по мере их обнажения. В зависимости от степени устойчивости пород их делят на устойчивые, средней устойчивости, неустойчивые, слабые и сыпучие. Степень устойчивости боковых пород характеризуется расстоянием, на котором эти породы обрушаются в выработанном пространстве позади очистного забоя без специально принятых мер для их обрушения.

Газоносность пласта. Так как ПБ строго регламентируют скорость движения воздуха по горным выработкам, то часто по условиям вентиляции приходится ограничивать добычу из отдельных лав, сокращая их длину.

Значительное количество метана (40—70%) поступает в рабочее пространство очистных выработок из пропластков (спутников), расположенных ниже или выше рабочего пласта. В этом случае часто осуществляется предварительная дегазация спутников.

На пластах, опасных по внезапным выбросам и суфлярам, очистные забои должны проветриваться обособленными струями воздуха, для чего необходимо проводить дополнительные подготовительные выработки.

На газовых шахтах целесообразно применять системы разработки с минимальным числом опережающих подготовительных выработок, особенно восстающих.

При разработке пластов с обильным выделением углекислого газа следует избегать проведения выработок вниз по падению пласта и интенсивно проветривать глухие забои подготовительных выработок.

Влияние фактора водоносности заключается в том, что работа в обводненных забоях оказывает вредное воздействие на здоровье рабочих; при этом увеличивается травматизм и снижается производительность труда.

Склонность угольных пластов к самовозгоранию проявляется тем чаще, чем мощнее пласт. Эндогенные пожары чаще всего возникают в местах геологических нарушений и разрушенных охранных целиках, где уголь раздроблен и куда проникает воздух.

При выборе системы разработки для пожароопасных пластов принимают способ охраны выработок без оставления угольных целиков. Схема проветривания должна предотвращать попадание воздуха в места, где могут возникнуть очаги эндогенных пожаров.

На процесс самовозгорания влияет также скорость подвигания очистных работ: чем меньше скорость, тем больше вероятность возникновения пожара.

Во многих случаях самовозгорающиеся пласты обрабатывают системами с полной закладкой.

При выборе систем разработки должна быть учтена и степень сближенности пластов. При весьма сближенных пластах целесообразно осуществлять групповую подготовку пластов.

Глубина разработки существенно влияет на выбор системы, так как с глубиной возрастает напряженное состояние горных пород, увеличивается давление на крепь горных выработок, возрастают газообильность пластов и вероятность внезапных выбросов угля, газа и породы. С увеличением глубины повышается температура горных пород и требуются специальные мероприятия по ее снижению.

Горные удары, как динамические явления, при которых мгновенно разрушаются охранные целики, часть призабойного массива угля и вмещающие породы, подлежат особому рассмотрению и учету при выборе системы разработки. По особому должны быть расположены горные выработки. Система должна предусмотреть разгрузку давления на опасный пласт путем его подработки или надработки.

Способы механизации очистных и подготовительных работ весьма тесно связаны с системами разработки. Внедрение в практику горных работ новых средств комплексной механизации очистных работ вызвало необходимость в изменении элементов системы разработки и способов управления кровлей.

Способ выемки без постоянного присутствия людей в очистном забое позволяет в ряде случаев перейти к системам разработки без крепления очистного пространства.

Применение высокопроизводительных горнопроходческих машин позволяет увеличить скорость проведения подготовительных выработок и перейти от сплошной к более эффективной столбовой системе разработки.

Коренное изменение системы разработки вызвал гидро-механический способ выемки.

Немаловажным фактором, влияющим на выбор системы разработки, являются требования, предъявляемые потребителями к сортности и качеству добываемого угля в соответствии с его маркой. Все потребители углей тех или иных марок предъявляют к ним общее требование — минимальное содержание золы, влаги и крупность фракции добываемого угля.

Кроме перечисленных факторов, влияющих на выбор системы разработки, должен быть учтен ряд особых условий, к которым относятся: нарушенность месторождения, разработка под водоемами и поверхностными сооружениями (под фабриками, заводами, городскими сооружениями, железнодорожными путями и т. д.).

При разработке под поймами рек, каналами, морями и океанами, городами, железными дорогами и т. д. необходимо применять системы с полной закладкой выработанного пространства или специальные камерные системы, чтобы не допустить сдвижения горных пород.

§ 2. Классификация систем разработки

Вопросами классификации систем подземной разработки пластовых месторождений занимались крупнейшие отечественные ученые в области горного дела (Б. И. Бокий, А. М. Терпигорев, Л. Д. Шевяков и др.).

В настоящее время, в связи с совершенствованием средств комплексной механизации, произошли крупные изменения в технологии выемки угля, в результате которых трансформировались многие традиционные системы разработки, а также возникли некоторые принципиально новые системы. Все это привело к необходимости создания классификации, которая бы удовлетворяла сегодняшнему состоянию технологии подземной разработки пластовых месторождений.

Приводимая ниже классификация систем подземной разработки не претендует на полный охват всех разновидностей систем разработки, но вполне справедлива для большинства наиболее известных и широко применяемых в настоящее время систем разработки пластовых месторождений*.

В основу классификации положен бинарный принцип, предполагающий наличие основного и дополнительного классификационных признаков. В качестве основного признака принят способ выемки пласта по мощности (выемка пласта на полную мощность или выемка делением его на слои). Дополнительным

* В составлении классификации систем разработки угольных пластов принимал участие горн. инж. А. В. Каблшов.

Соответственно сплошные системы разработки делятся на системы лава-этаж и системы с делением этажа на подэтажи.

Пространственная взаимосвязь очистных и подготовительных выработок определяет особенности различных вариантов сплошных систем. Опережение откаточного штрека необходимо принимать 150—200 м, но в каждом случае оно определяется исходя из конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

Проведение выработок, обслуживающих очистные забои при сплошных системах разработки, осуществляется узким или широким забоем с раскосой, при этом, как правило, охрана выработок от вредного влияния опорного давления осуществляется способами, основанными на возведении бутовых полос из пород, полученных путем подрывки почвы или кровли при проведении выработок или оставлении целиков угля (рис. 2.1).

Транспортирование угля при наличии в этаже одной лавы происходит по откаточному штреку (рис. 2.2, а), при наличии в этаже двух лав транспортирование может производиться по двум различным схемам (рис. 2.2, б, в):

из верхней лавы уголь транспортируется по промежуточному штреку, а из нижней лавы — по откаточному (конвейерному) штреку;

из обеих лав уголь транспортируется по общему конвейерному штреку, расположенному между подэтажами.

Очистные забои при сплошных системах проветриваются обособленно, последовательно или последовательно с подсвежением струи (рис. 2.3).

Для изоляции подэтажей при обособленном проветривании лав между ними оставляют целик уголь. При склонности пласта к самовозгоранию струи разделяют бутовой полосой, которая возводится между вентиляционным и откаточным подэтажными штреками.

На рис. 2.3, в изображена схема обособленного проветривания двух лав, которое достигается путем подачи воздуха в нижнюю лаву сверху вниз, что допускается ПБ только при угле падения пластов до 10° . При угле падения пласта более 10° такая схема допустима на негазовых пластах. На газовых же пластах, не склонных к внезапным выбросам и суфлярным выделениям, эта схема может быть применена, когда по скорости вентиляционной струи допустимо последовательное проветривание лав.

§ 2. Основные элементы сплошных систем разработки

К основным элементам сплошных систем разработки относятся: очистные и подготовительные забои, узлы сопряжений подготовительных выработок с лавой, горизонтальные и наклонные подготовительные выработки. Наибольший интерес

представляют узлы сопряжений лавы с подготовительными выработками, которые в значительной степени определяют особенности системы.

Сопряжение откаточного штрека с лавой. При проведении штрека узким ходом с просеком сопряжение будет иметь вид, показанный на рис. 2.4, а. Штрек и просек сбивают через каждые 40—50 м печами для вентиляции и транспортирования угля из лавы к откаточному штреку.

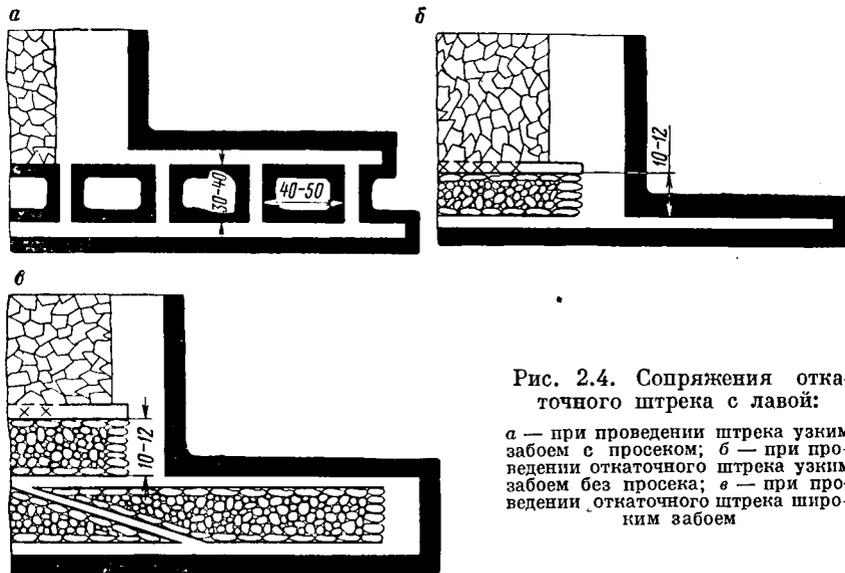


Рис. 2.4. Сопряжения откаточного штрека с лавой:

а — при проведении штрека узким забоем с просеком; б — при проведении откаточного штрека узким забоем без просека; в — при проведении откаточного штрека широким забоем

При рассматриваемой схеме сопряжения откаточный штрек охраняется с одной стороны нетронутым угольным массивом, а с другой — целиками с размерами по простиранию 40—50 м и по восстанию 30—40 м.

Угольные целики могут быть заменены бутовыми полосами, породу для которых получают из бутового штрека, проводимого на 10—12 м выше по падению от откаточного штрека (рис. 2.4, б).

Если откаточные штреки проводят широким забоем, то их охраняют бутовыми полосами с обеих сторон (рис. 2.4, в). Сопряжение откаточного штрека с лавой по схеме рис. 2.4, в применяют тогда, когда почва пласта не склонна к пучению и уголь пласта не склонен к самовозгоранию. Сопряжение по схеме рис. 2.4, б применяют при склонности угля к самовозгоранию и при небольшом пучении почвы. Иногда к этой схеме прибегают для упрощения доставки добытого угля из лавы на штрек, независимо от свойств угля и почвы пласта.

Сопряжение вентиляционного штрека с лавой в значительной степени зависит от принятого сопряжения откаточного штрека

с лавой. При сопряжении, схема которого представлена на рис. 2.5, а, целики под вентиляционным штреком должны иметь размеры по простиранию 30—40 м и по падению 20—30 м. Уменьшение размеров целиков приводит к их раздавливанию.

Из всех видов сопряжений, приведенных на рис. 2.5, чаще всего применяют схему, показанную на рис. 2.5, г. В этом случае вентиляционный штрек проводят заново с оставлением межэтажного барьерного целика.

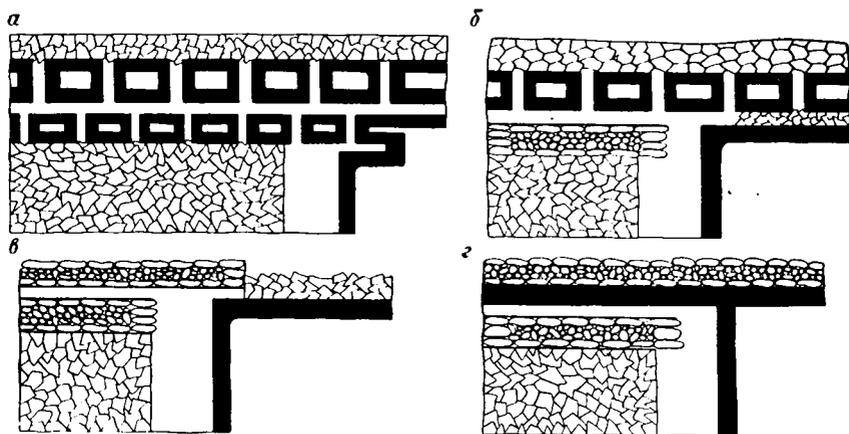


Рис. 2.5. Сопряжение вентиляционного штрека с лавой:

а — при охране вентиляционного штрека целиками и отсутствии необходимости в его восстановлении; б — при необходимости восстановления вентиляционного штрека; в — при отсутствии у вентиляционного штрека охранных целиков; г — при оставлении межэтажного барьерного целика

Сопряжение откаточного и вентиляционного штреков с лавой на крутых пластах. При разработке крутых пластов сопряжения штреков с лавой поддерживаются с оставлением целиков только над откаточным штреком или с целиками у откаточного и вентиляционного штреков. Реже применяют варианты, при которых целики вообще не оставляются, или кроме целиков у откаточного и вентиляционного штреков оставляется еще целик в средней части очистного пространства.

Размеры целиков, оставляемых в средней части очистного пространства и под вентиляционным штреком, по восстанию составляют 4—6 м и по простиранию 3—4 м. Размеры целиков над откаточным штреком 6—12 м по восстанию и 4—5 м по простиранию (рис. 2.6, а).

На пластах с самовозгорающимися углями, а также на пластах, опасных по внезапным выбросам, оставлять целики запрещается. Для предохранения откаточного штрека выкладывают костры и обшивают их досками. При отсутствии охранных целиков под вентиляционным штреком настилают полук, под которым возводят два ряда костров — упорных и подупорных. Пространство

между подошвой вентиляционного штрека и полком заполняют породой от проведения и ремонта этого штрека (рис. 2.6, б).

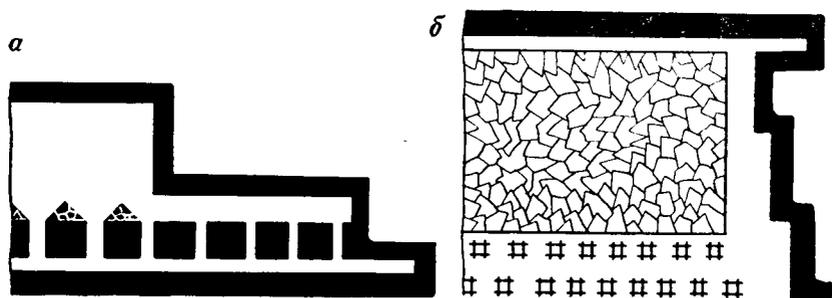


Рис. 2.6. Сопряжения откаточного и вентиляционного штреков с лавой на крутых пластах:

а — сопряжение откаточного штрека с лавой; б — сопряжение вентиляционного штрека с лавой

§ 3. Разновидности сплошной системы разработки лава-этаж (ярус)

Если в этаже один сплошной прямолинейный забой (лава), расположенный по линии падения пласта или под небольшим углом к ней, то такая разновидность сплошной системы разработки называется лава-этаж (рис. 2.7, а).

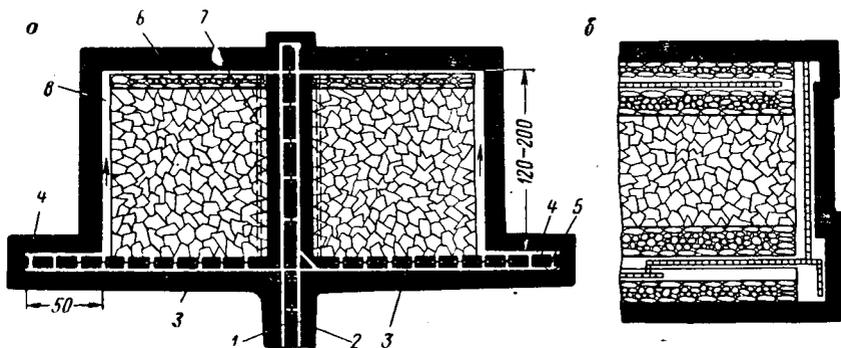


Рис. 2.7. Сплошная система разработки лава-этаж:

а — с охраной этажных штреков целиками и опережением забоя откаточного штрека; б — с охраной этажных штреков бугровыми полосами и проведением штреков вслед за очистными работами; 1 — капитальный бремсберг; 2 — людской ходок; 3 — откаточный этажный штрек; 4 — просек; 5 — печь; 6 — вентиляционный этажный штрек; 7 — разрезная печь; 8 — очистной забой

После вскрытия этажа капитальным бремсбергом и людским ходком, а в уклонной части шахтного поля соответственно капитальным уклоном и людским ходком начинается подготовка этажа к очистной выемке.

До начала ведения очистных работ в первом этаже от капитального бремсберга (уклона) и людского ходка проводят откаточный этажный штрек и просек, которые соединяются между собой печами. Одновременно с откаточным этажным штреком проводят вентиляционный этажный штрек. На расстоянии 30—40 м от капитального бремсберга или людского ходка в одном

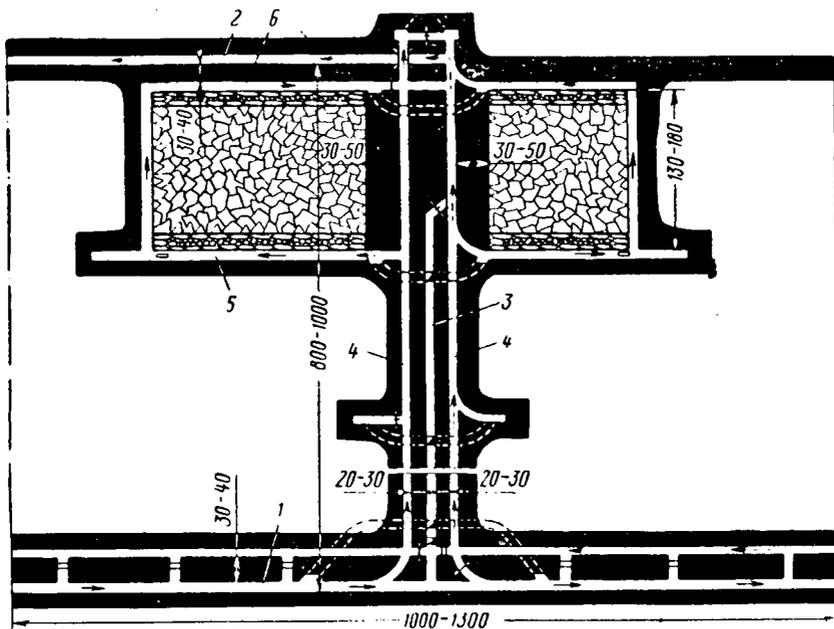


Рис. 2.8. Сплошная система разработки лава-ярус:

1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — панельный бремсберг; 4 — ходки; 5 — ярусный откаточный штрек; 6 — ярусный вентиляционный штрек

и другом крыле шахтного поля между откаточным и вентиляционным этажными штреками проводят разрезные печи.

В разрезной печи монтируется оборудование, необходимое для очистной выемки. От разрезной печи, в результате извлечения угля, забой лавы будет перемещаться к границе шахтного поля по простиранию.

Этажный откаточный штрек должен опережать лаву на расстояние, необходимое для обеспечения маневров транспортных средств при погрузке полезного ископаемого из лавы.

Этажный вентиляционный штрек на тонких пластах проводится с подрывкой кровли или почвы пласта в верхней части лавы.

При варианте лава-этаж обычно оставляют межэтажные целики, вследствие чего вентиляционные штреки проводят вновь по массиву полезного ископаемого.

На шахтах, разрабатывающих пологие пласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа, применяют сплошную систему разработки лава-этаж без оперения откаточного штрека (рис. 2.7, б).

Развитие сети подготовительных выработок при сплошной системе разработки с панельной подготовкой (рис. 2.8) происходит по следующей схеме: от главных откаточного и вентиляционного штреков по середине

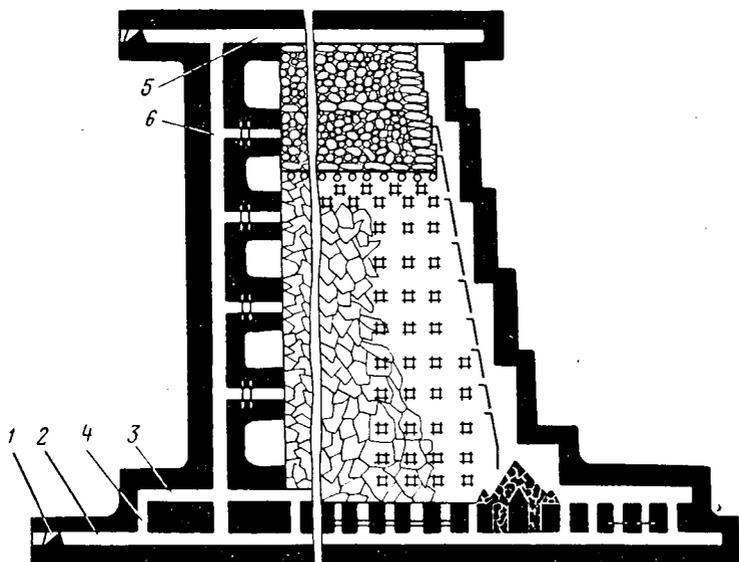


Рис. 2.9. Сплошная система разработки на тонких крутых пластах лава-этаж с потолкоуступной формой забоя:

1 — квершлаг; 2 — этажный откаточный штрек; 3 — просек; 4 — печь; 5 — этажный вентиляционный штрек; 6 — вентиляционная печь

намеченных панелей проводят панельные бремсберги (уклоны) с ходками. Панели по высоте разбивают на ярусы, ограниченные снизу откаточными ярусными штреками и сверху вентиляционными. По обе стороны панельных бремсбергов нарезают очистные забои.

Длина лавы зависит от горно-геологических условий и применяемых средств механизации.

Основным вариантом сплошной системы разработки тонких крутых пластов является лава-этаж с потолкоуступной формой забоя (рис. 2.9). От этажного квершлага в обе стороны по пласту проводят этажные штреки. За 10 м от квершлага засекают короткую печь, от которой параллельно штреку проводят просек, сбиваемый со штреками печами. Когда штрек и просек проведут за дальнюю печь, первые печи борудуют люками для выпуска из них угля; затем начинают

одновременное проведение последующих печей, которые для вентиляции сбивают между собой просеками.

После того как разрезную печь пройдут до вентиляционного штрека, начинают очистную выемку. Выемку угля производят отбойными молотками, в связи с чем конфигурация очистного забоя получается в виде уступов, в которых каждый забойщик защищен от падающего сверху угля потолком, вследствие чего эта система получила название сплошной системы с потолкоуступной формой забоя.

Размер уступа по падению называют длиной уступа. Расстояние по простиранию между двумя уступами называют опережением уступа. Суммарная длина всех опережений уступов лавы носит название растяжки уступов. Высоту уступов рассчитывают с учетом многих факторов. Однако чаще всего высоту уступов выбирают из расчета отбойки в течение смены полосы шириной 0,8—1 м. Поэтому, чем крепче уголь, тем меньше высота уступа. Высоту уступов принимают: для пластов с крепкими углями в пределах 4—8 м, с углями средней крепости 8—12 м, с мягкими углями 12—16 м.

Опережение уступов зависит от их длины и делается кратным ширине крепи, т. е. расстоянию между рядами стоек, установленными по падению; поэтому эта величина принимается равной 1,8; 2,7; 3,6 м (чем больше высота уступов, тем больше размер опережения).

Чем больше опережение между уступами, тем лучше защищены забойщики от опасности травмирования падающим углем с верхних

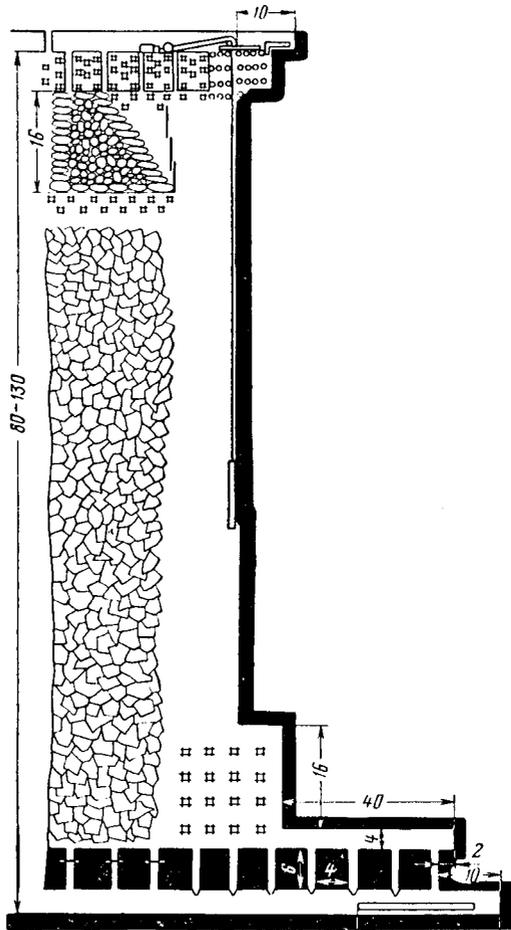


Рис. 2.10. Сплошная система разработки круглого пласта с прямоугольным забоем

уступов. С другой стороны, чем больше опережение между уступами, тем больше опасность обрушения нависающего массива угля — перекрыши. Большая растяжка уступов затрудняет процесс управления кровлей и проветривания кутков, поэтому на пластах с крепким углем при коротких уступах опережение должно быть около 1,8 м, а на пластах с мягким углем при большой длине уступов — не более 3,6 м. Если это опережение недостаточно для безопасной работы забойщиков, то прибегают к устройству защитных полков.

Первый, так называемый магазинный уступ обычно опережает второй на 7—10 м. При высоте этого уступа, равной 6—10 м, образуется пространство (магазин), в котором размещается запас отбитого угля, скапливающийся в периоды между подачей составов вагонеток.

Опережение забоя откаточного штрека относительно магазинного уступа принимают из расчета размещения в опережающей части полного состава вагонеток и сохранения двух свободных выходов из очистного пространства на откаточный штрек. При необходимости проведения передовых водоспускных скатов для осушения очистного пространства опережение доводят до 100 м и более.

Забой откаточного штрека проветривают за счет общешахтной депрессии, для чего ряд промежуточных печей перекрывают люками и лядами. Отставание забоя просека от забоя откаточного штрека принимают равным 2—5 м и реже больше, так как при значительно большем опережении забой откаточного штрека должен проветриваться вентилятором частичного проветривания.

В настоящее время для выемки угля на крутых пластах все шире применяются комбайны и струги в сочетании с индивидуальными и механизированными крепями, в связи с чем отпадает необходимость в потолкоуступной форме забоя. Вариант системы разработки лава-этаж с прямой и линейным забоем представлен на рис. 2.10. Длина лавы колеблется в пределах 80—130 м. Очистной забой располагается под углом 5—15° к линии падения пласта. Выемка угля производится снизу вверх лентами шириной 0,9—1,0 м.

В нижней части лавы оставляют один-два уступа для образования магазина. В связи с трудоемкостью выемки магазинных уступов отдельные лавы работают без нарезки магазинных уступов. В этом случае для бункерования угля в нижней части лавы на высоту 10—20 м по падению периодически производится обшивка стоек крепи обаполами, в результате чего образуется запасный проход на откаточный штрек.

§ 4. Разновидности сплошной системы разработки с делением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы)

Сплошная система разработки пологого пласта с делением этажа на подэтажи и проведением участков бремсбергов в выработанном пространстве показана на рис. 2.11. При этой системе

сеть подготовительных выработок развивается следующим образом. От капитального бремсберга или уклона с людским ходком проводят этажный откаточный штрек и вентиляционный на расстоянии, равном наклонной высоте этажа. Этаж делят на два и, реже, три подэтажа, для чего проводят один или два подэтажных (промежуточных) штрека.

Обычно капитальный бремсберг или уклон с людским ходком проводят в массиве полезного ископаемого, оставляя около этих выработок охранные целики. На границах целиков по простиранию проводят разрезные печи, из которых начинают вести очистные работы с опережением лавы в нижнем подэтаже на 20—30 м.

По мере подвигания лав подэтажный штрек удлиняется.

Так как штрек расположен в выработанном пространстве, он подвергается значительной деформации. Это приводит к тому, что через определенное время штрек становится непригодным для эксплуатации. Учитывая большую стоимость его восстановления и поддержания, на расстоянии 250—350 м от капитального бремсберга по выработанному пространству проводят участковый бремсберг с людским ходком, после чего участок промежуточного штрека между капитальным и участковым бремсбергами погашается.

По мере подвигания очистных забоев через каждые 150—250 м проводят новые бремсберги с людскими ходками и погашают старые участки промежуточного штрека вместе со старыми участковыми бремсбергами.

Добытое полезное ископаемое в верхней лаве доставляется к промежуточному штреку, по нему транспортируется к участковому бремсбергу и затем к откаточному штреку.

При проветривании лав струя по капитальному бремсбергу поступает на откаточный штрек, откуда направляется в нижнюю лаву и через промежуточный штрек попадает в верхнюю лаву и выходит на вентиляционный штрек. Для направления в верхнюю лаву подвешивающей струи по участковому бремсбергу подают

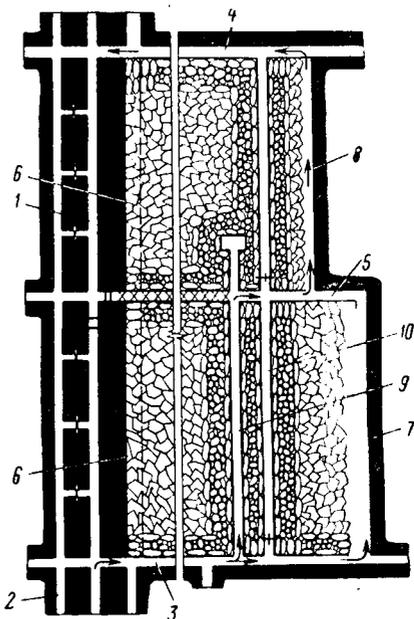


Рис. 2.11. Сплошная система разработки пологого пласта с проведением участковых бремсбергов по выработанному пространству:

1 — капитальный бремсберг; 2 — ходок; 3 — откаточный штрек; 4 — вентиляционный штрек; 5 — промежуточный штрек; 6 — разрезные печи; 7, 8 — очистные забои; 9 — участковый бремсберг; 10 — людской ходок

часть воздуха, поступающего в верхнюю лаву через промежуточный штрек.

При двукрылом шахтном поле развитие горных работ происходит по обе стороны от капитального бремсберга, т. е. фронт очистных работ удваивается.

Таким образом, рассматриваемый вариант сплошной системы разработки характеризуется следующими особенностями:

выемку ведут в направлении от участкового бремсберга к границам выемочного поля;

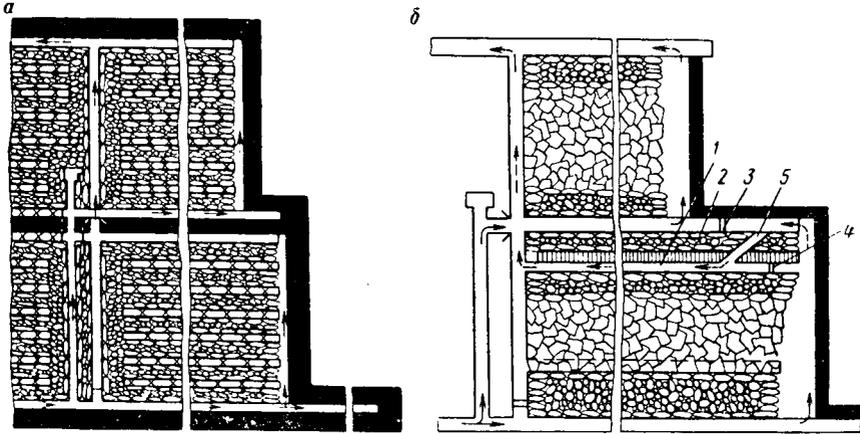


Рис. 2.12. Разновидности сплошной системы разработки с обособленным проветриванием лав:

a — с оставлением целика между подэтажами; *b* — с выкладкой бутовых полос между подэтажами; 1 — промежуточный штрек; 2 — бутовая полоса; 3, 4 — вентиляционные двери; 5 — вентиляционный ходок

подготовительные выработки в основном проводят одновременно с очистными работами, а часть из них — вслед за подвигами очистных забоев;

подготовительные выработки в основном поддерживают в выработанном пространстве.

Сплошную систему разработки с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы) целесообразно применять при высокой газоносности пластов (при сплошной системе почти отсутствуют глухие забои, трудные для проветривания) и наличии геологических нарушений в пласте, не позволяющих иметь длинные лавы.

Когда необходимо осуществить обособленное проветривание лав в этаже, применяют сплошную систему разработки с оставлением между подэтажами целиков полезного ископаемого высотой не менее 20 м (рис. 2.12, *a*). Для проветривания нижнего подэтажа и отвода струи в людской ходок дополнительно для этого подэтажа проводят вентиляционный штрек. Для устранения

смешивания чистой и обработанной струй воздуха на сопряжении подэтажного штрека с людским ходком сооружают кроссинг.

При склонности пласта к самовозгоранию оставлять целик между подэтажами не рекомендуется. В этом случае струи разделяют бутовой полосой, которая возводится между вентиляционными и откаточными подэтажными штреками (рис. 2.12, б).

Для проветривания сопряжения подэтажного откаточного штрека с нижней лавой и направления обработанной струи из этой лавы в штрек устанавливают двери, а в бутовой полосе оста-

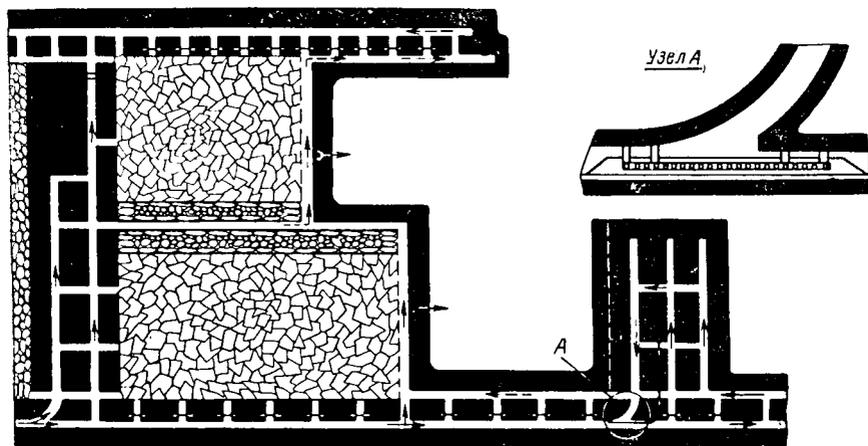


Рис. 2.13. Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи и проведением участкового бремсберга впереди очистных забоев

вляют ходок. По мере подвигания лав переносят двери и проводят новый ходок.

Варианты с обособленным проветриванием лав применяют на пологих и наклонных угольных пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа или опасных по сульфидным выделениям, когда при последовательном проветривании лав скорость струи воздуха в верхней лаве превысит допускаемую по ПБ.

В связи с высокой трудоемкостью проведения участкового бремсберга в выработанном пространстве целесообразнее проводить его по массиву полезного ископаемого впереди очистного забоя (рис. 2.13). Бремсберги обычно проводят узким забоем. В этом случае удешевляются работы по проведению и поддержанию бремсбергов, но усложняется схема проветривания подготовительных и очистных забоев.

Воздух от капитального бремсберга (уклона) по этажному откаточному штреку направляется для проветривания нижней лавы и забоев подготовительных выработок. Эта струя направляется в забой откаточного штрека, далее через промежуточную

печь попадает в конвейерный просек. На сопряжении участкового бремсберга струя разделяется: одна ее часть движется далее по конвейерному просеку для проветривания нижней лавы, другая поднимается по участковому конвейерному бремсбергу, подэтажному штреку в лаву верхнего подэтажа.

Транспортирование угля из верхней лавы производится по подэтажному штреку, участковому бремсбергу на этажный откаточный штрек. Таким образом эта разновидность сплошной системы разработки позволяет осуществлять независимое ведение очистных работ в лавах обоих подэтажей.

Сплошные системы с проведением передовых участковых бремсбергов создают возможность разведки пласта впереди очистных забоев, позволяют уменьшить общие затраты на проведение и поддержание бремсбергов, обеспечивают устойчивое состояние промежуточных штреков, так как они с одной стороны защищены угольным массивом. Однако вместе с этим увеличиваются первоначальные затраты на проведение подготовительных выработок.

Проведением выработок впереди очистных забоев в рассматриваемых разновидностях сплошной системы разработки несколько нарушаются принципиальные особенности этого класса систем — они становятся переходными от сплошных к столбовым системам разработки; однако то, что выемка ведется от бремсберга, вентиляционный и промежуточный штреки проводятся вслед за очистными, а подготовительные выработки поддерживаются в выработанном пространстве, дает право отнести эти разновидности к классу сплошных систем разработки.

При разработке крутых пластов этаж также делят на два-три подэтажа. При этом помимо этажных штреков проводят один-два подэтажных. Охрану подэтажных штреков осуществляют подштрековыми и надштрековыми целиками (рис. 2.14, а) или под подэтажным штреком выкладывают бутовую полосу, а над ним оставляют ленту целиков (рис. 2.14, б). По схеме, показанной на рис. 2.14, а, отбитый уголь в верхней лаве спускают на откаточный штрек через нижнюю лаву. В этом случае опережение между очистным забоем и забоем подэтажного штрека принимают 10—15 м. В связи с сильным пылеобразованием в нижней лаве для перепуска угля в нижнем подэтаже проводят передовую углеспускной скат на расстоянии, равном длине принятого конвейера от погрузочных люков верхнего подэтажа.

Осуществить обособленное проветривание лав на крутых пластах очень трудно. Поэтому лавы проветривают последовательной струей. При схеме, приведенной на рис. 2.14, б, в скатах предусматриваются отделения для угля и вентиляционной струи. В этом случае в верхнюю лаву направляют с откаточного штрека подсвежающую струю воздуха. Для проветривания всех подготовительных выработок за счет общешахтной депрессии промежуточные печи (между целиками) перекрывают люками, перемычками и лядами.

Применение данной системы облегчает процесс управления горным давлением, что весьма важно при разработке крутых пластов мощностью 1—3 м с неустойчивыми боковыми породами, в то время как увеличение потерь угля в целиках у промежуточных

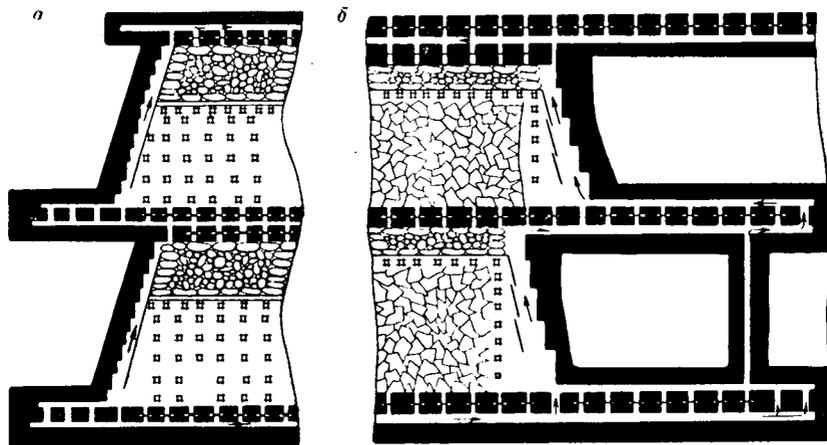


Рис. 2.14. Сплошная система разработки крутых пластов с делением этажа на подэтажи:

а — с перепуском отбитого угля из верхней лавы в нижнюю; *б* — с транспортированием угля из верхней лавы через передовой скат

штреков, большой объем подготовительно-нарезных работ и невозможность осуществления обособленного проветривания лав существенно снижают ее эффективность.

§ 5. Область применения сплошных систем разработки

Сплошные системы разработки применяют в основном на тонких и реже на пластах средней мощности при любых углах падения.

Средняя мощность пластов, обрабатываемых сплошной системой разработки, для разных бассейнов различна и изменяется от 0,93 до 1,5 м. Средняя длина лавы при этих системах изменяется в пределах 110—170 м.

Наиболее широко эти системы разработки применяются в Донецком бассейне, реже в Кузнецком, Карагандинском, Печорском и др.

Областью применения сплошной системы являются пласты сверхкатегорные по газу и склонные к внезапным выбросам угля и газа, пласты с пучащими породами почвы и с породами кровли, позволяющими проводить и поддерживать выработки в зоне влияния выработанного пространства.

Сплошная система разработки лава-этаж (ярус) применяется

при спокойном залегании пласта, легкообрушаемой кровле, отсутствии ограничений по фактору вентиляции.

Сплошная система с делением этажа на подэтажи при проведении участковых бремсбергов по выработанному пространству и с выемкой по простиранию применяется на пластах мощностью до 1 м, при этом возможно наличие незначительных местных нарушений в пласте, незначительная водоносность и газоносность пласта, длина лав может достигать 300 м.

Сплошная система разработки с проведением передовых участков бремсбергов применяется в случаях, когда затруднительно проводить бремсберги по выработанному пространству.

Сплошная система разработки лава-этаж с потолкоуступной формой забоя применяется на крутых пластах мощностью до 1,5 м и вмещающих породах любого свойства.

Сплошная система разработки лава-этаж с прямолинейной формой забоя применяется в тех же горно-геологических условиях, что и вышеописанная, но при использовании для выемки угля комбайнов или стругов.

Сплошная система разработки крутых пластов с делением этажа на подэтажи применяется на пластах мощностью более 1,5 м, когда это вызвано условиями проветривания и механизации очистных работ.

Параметры сплошных систем разработки, к которым относятся длина лавы, длина выемочного поля, размеры охранных целиков и соответственно уровень потерь и т. д., в значительной степени определяются специфическими условиями их применения и могут значительно отличаться от средних величин.

Достоинствами сплошных систем разработки являются:

небольшая протяженность подготовительных выработок, проводимых до начала очистных работ в выемочном поле (ярус), и, следовательно, небольшой срок его подготовки;

отсутствие глухих забоев подготовительных выработок, упрощающих схему вентиляции.

В качестве основных недостатков сплошных систем разработки необходимо отметить следующие:

большие расходы на ремонт подготовительных выработок; отсутствие предварительной разведки пласта горными выработками.

Г л а в а III

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛИННЫМИ СТОЛБАМИ

§ 1. Сущность столбовых систем разработки

Столбовые системы разработки характеризуются независимым ведением очистных и подготовительных работ в пределах выемочного поля. На момент начала функционирования очистного забоя все подготовительные выработки, соединяющие забой с системой

откаточных и вентиляционных выработок шахты, должны быть пройдены на полную длину.

В этой связи главной особенностью столбовых систем разработки является отсутствие взаимного влияния подготовительных и очистных работ, что весьма положительно сказывается на эффективности использования современного высокомеханизированного очистного и проходческого оборудования.

Подготовительные выработки располагаются в нетронутом массиве полезного ископаемого, их участки, которые в результате очистных работ оказываются в выработанном пространстве, как правило, погашаются, однако в некоторых случаях одна из выработок поддерживается для вентиляции.

Очистные забои при столбовых системах разработки имеют прямолинейную форму и только при разработке крутых пластов с использованием отбойных молотков забоям придают потолку-уступную форму. Направление движения очистного забоя при столбовых системах разработки может быть ориентировано по падению, восстанию, простиранию или диагонально к линии простирания пласта.

Столбовые системы разработки находят применение при различной подготовке шахтных полей: этажной, панельной и погоризонтной, приобретая в каждом случае характерные особенности. При ориентировании лавы по простиранию часть пласта, подготовленная к выемке, может разрабатываться на всю длину этажа или яруса, но в ряде случаев более целесообразно деление этажа (яруса) на подэтажи и подъярусы. Обычно этаж (ярус) делят на два, реже три подэтажа (подъяруса). При этом отработку верхних этажей (подъярусов) осуществляют с опережением нижних на 20—30 м. При отработке выемочных полей длинными столбами по падению (восстанию) в каждом выемочном участке может быть расположена одинарная или спаренные лавы.

При столбовых системах разработки транспортирование отбитого угля происходит в направлении движения забоя, так как все подготовительные выработки расположены впереди лавы.

Проветривание двух или трех лав, расположенных в одном этаже (ярусе), в зависимости от газообильности, угла падения, мощности пласта и длины лавы может осуществляться последовательно, с подсвежением или обособленно. В столбовых системах разработки по простиранию применяется возвратноточная схема проветривания, при которой исходящая струя по вентиляционному штреку возвращается к наклонным выработкам. В ряде случаев при устойчивых боковых породах применяется прямая схема проветривания, для чего за лавой поддерживается вентиляционный штрек, а на границах выемочного поля проводятся фланговые наклонные выработки.

Проведение подготовительных выработок при столбовых системах разработки осуществляется узким забоем по пласту полезного ископаемого. При разработке пластов незначительной

мощности на больших глубинах производится подрывка боковых пород, а выработки проводят широким забоем. Пластовые штреки проводят одиночными или сдвоенными забоями в зависимости от газоносности пласта и длины выработок.

Охрана подготовительных выработок при столбовых системах разработки осуществляется угольными целиками, также применяют бесцеликовые способы охраны бутовыми полосами или другими искусственными сооружениями. Интенсивному влиянию опорного давления подвержены участки выемочных штреков, расположенные в 15—20 м впереди и 50—100 м позади лавы.

В качестве основных способов управления кровлей при столбовых системах разработки применяется полное обрушение кровли, реже используется полная закладка выработанного пространства, а при выемке крутых пластов используется удержание кровли на кострах.

Наличие вышперечисленных особенностей объясняется большим количеством разновидностей систем разработки длинными столбами, главными из которых являются:

системы разработки длинными столбами без разделения этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы);

системы разработки длинными столбами с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы);

системы разработки длинными столбами по падению (восстанию).

§ 2. Разновидности системы разработки длинными столбами лава-этаж (ярус)

Система разработки длинными столбами лава-этаж предполагает размещение в пределах этажа одной лавы.

Подготовка этажа может осуществляться пластовыми или полевыми выработками. При пластовой подготовке (рис. 2.15) от главных наклонных выработок параллельно с этажным откаточным штреком проводят вентиляционный штрек (просек). Расстояние между штреками принимается 15—25 м. Между собой штреки соединяются вентиляционными печами. На границе выемочного поля этажный штрек соединяется разрезной печью с бывшим этажным штреком ранее отработанного этажа, который служит в качестве вентиляционного при отработке ниже-расположенного этажа. Из разрезной печи начинаются очистные работы в направлении, обратном движению подготовительных забоев, т. е. к главным наклонным выработкам. По мере продвижения лавы вентиляционный штрек постепенно погашается. При этом частично погашаются и надштрековые целики.

Свежая вентиляционная струя поступает по этажному откаточному штреку в лаву. Исходящая струя отводится к стволу по этажному вентиляционному штреку.

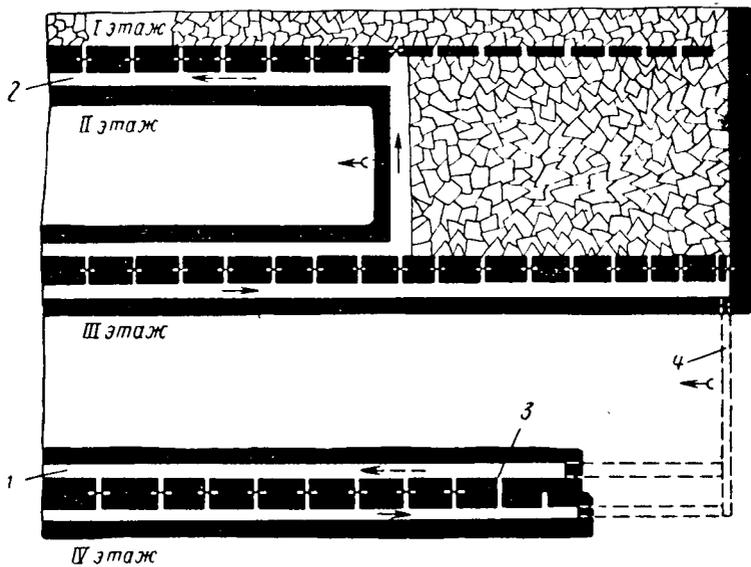


Рис. 2.15. Столбовая система разработки лава-этаж при пластовой подготовке:
 1 — этапный откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — печь; 4 — разрезная печь

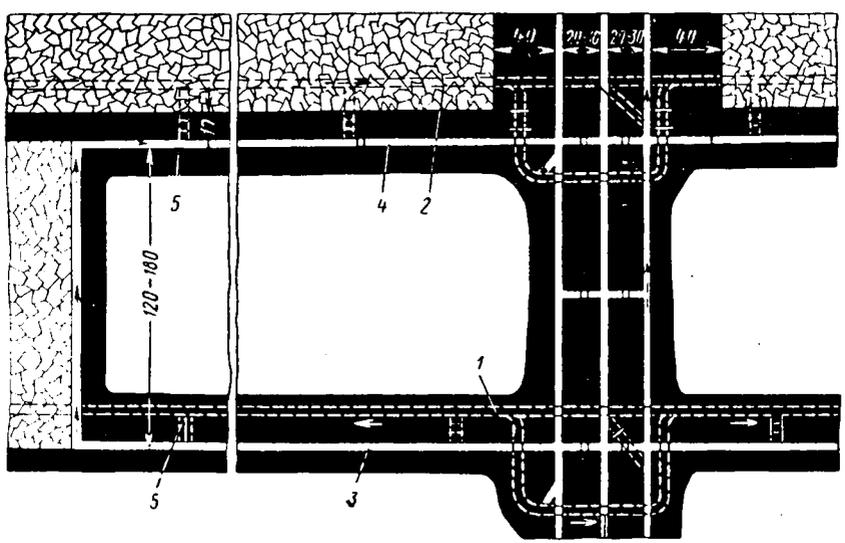
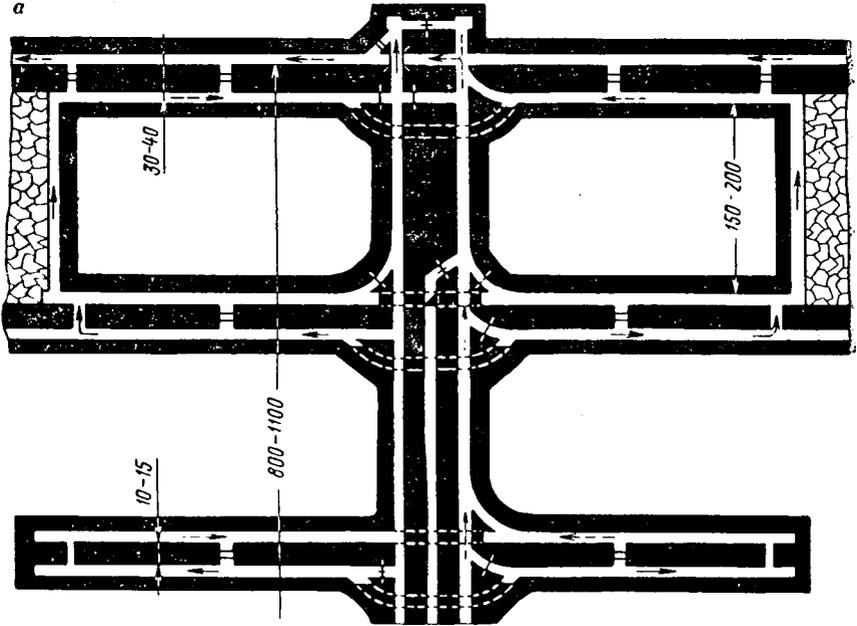
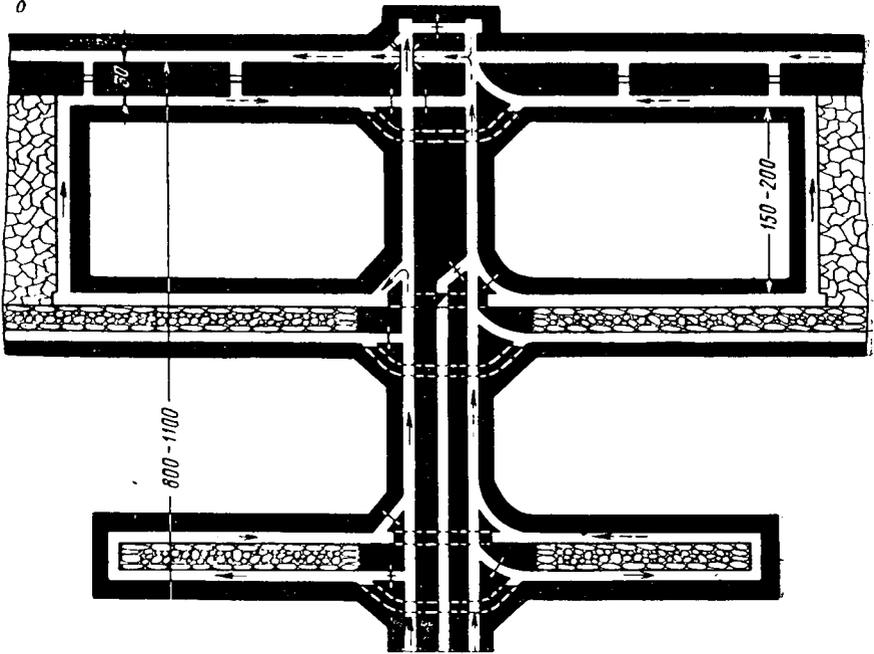


Рис. 2.16. Столбовая система разработки лава-этаж при полевой подготовке:
 1 — полевой откаточный штрек; 2 — полевой вентиляционный штрек; 3 — пластовой конвейерный штрек; 4 — пластовой вентиляционный штрек; 5 — гезенк

a



b



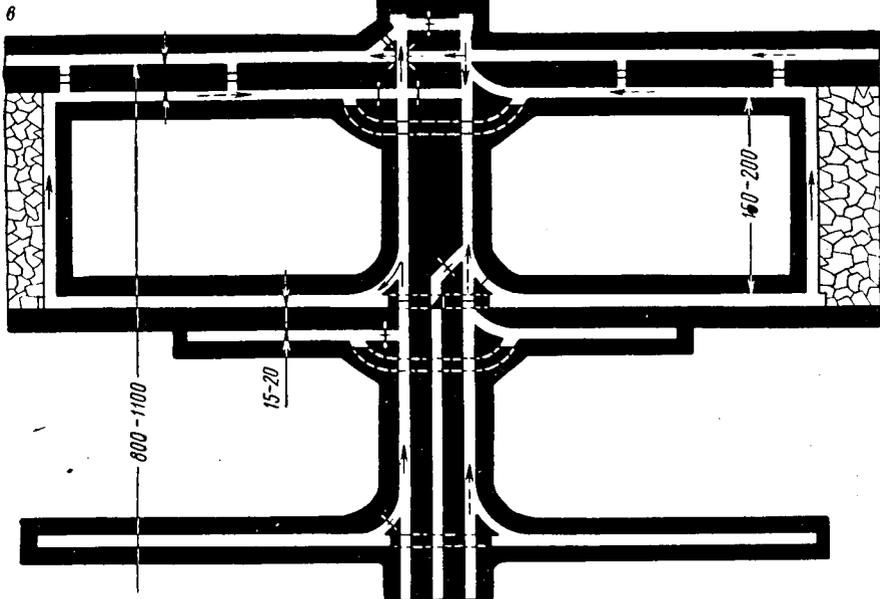


Рис. 2.17. Варианты столбовой системы разработки лава-ярус:

a — при проведении ярусных штреков узким забоем с охраной их по схеме «массив — целик»; *б* — при проведении ярусных штреков широким ходом с охраной их по схеме «массив — бутовая полоса»; *в* — при проведении ярусного штрека узким ходом с охраной его по схеме «массив — массив»

При полевой подготовке (рис. 2.16) выемочное поле готовится: полевыми откаточными и вентиляционными штреками, проводимыми в почве пласта, и пластовыми вентиляционным и конвейерным штреками, периодически соединяемыми наклонными гезенками (скатами, квершлагами) с соответствующими полевыми штреками. Свежая струя поступает по полевому откаточному штреку, гезенку, конвейерному штреку в лаву, а исходящая струя выходит через вентиляционный штрек в соответствующий гезенк на полевой вентиляционный штрек.

Полевая подготовка позволяет поддерживать в хорошем состоянии этажные штреки, но вместе с тем значительно возрастает трудоемкость проведения этих выработок по сравнению с пластовой подготовкой.

В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий применяются и другие способы проведения и поддержания подготовительных выработок при системе разработки лава-этаж (лава-ярус). В частности, откаточный штрек может проводиться широким ходом или без параллельного просека, он также может погашаться позади лавы, что приводит к необходимости проведения вентиляционного штрека.

На рис. 2.17, *а, б, в* изображены разновидности столбовой системы лава-ярус с тремя различными способами проведения и охраны ярусных штреков.

Основным достоинством столбовой системы разработки лава-этаж (ярус) по сравнению с другими вариантами столбовых систем

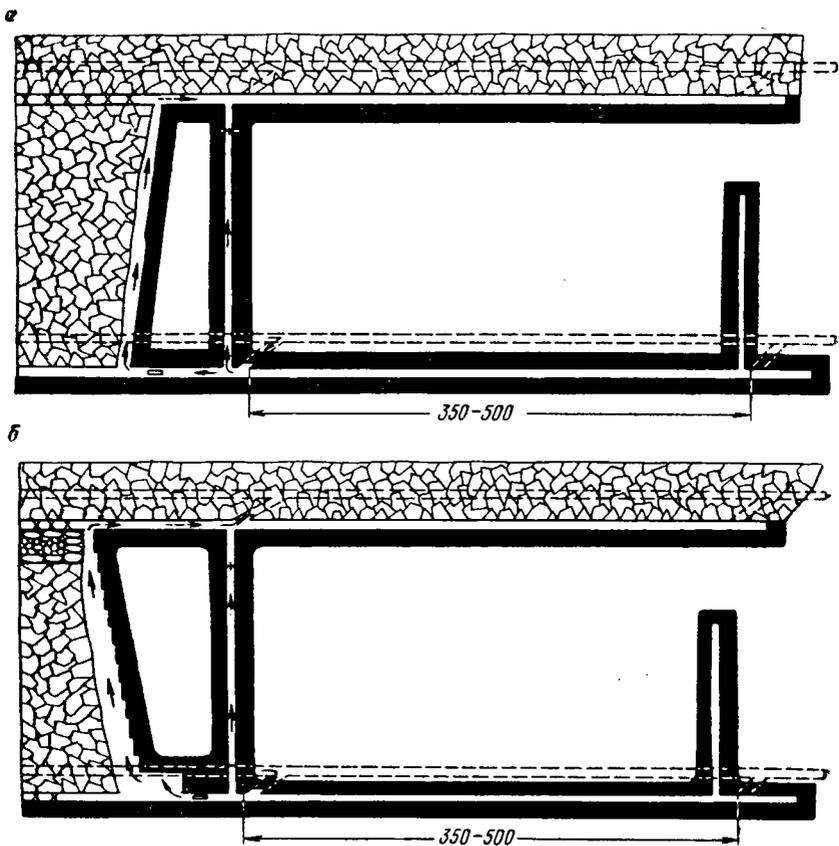


Рис. 2.18. Система разработки крутых пластов длинными столбами по простиранию:

а — с прямолинейной формой очистного забоя; *б* — с потолкоуступной формой очистного забоя

является простота и надежность схем участкового транспорта и вентиляции, что наиболее важно для современных высокомеханизированных средств очистных работ. Недостатком системы является невысокая степень концентрации работ в пределах этажа (яруса).

Особенностями системы разработки длинными столбами по простиранию в условиях крутых пластов (рис. 2.18) являются форма и угол наклона очистного забоя. В зависимости от принятой технологии забой могут быть прямолинейными (рис. 2.18, *а*)

или потолкоуступной формы (рис. 2.18, б). В первом случае для улучшения транспортирования отбитого угля забои наклоняют под углом $82-85^\circ$ в сторону массива угля.

Подготовка выемочного поля может производиться как полевыми, так и пластовыми выработками. Тонкие крутые пласты, как правило, подготавливаются групповыми выработками, в связи с чем полевая подготовка находит в этих условиях более широкое применение. Транспортирование угля из очистных забоев осуществляется по пластовому откаточному штреку, переднему участковому квершлагу (гезенку) на откаточный групповой (полевой) штрек.

Проветривание очистных забоев — прямоточное. Свежая струя поступает через участковый квершлаг на пластовый откаточный штрек и в очистной забой. Отработанный воздух выводится из лавы через пластовый вентиляционный штрек, участковый вентиляционный квершлаг на вентиляционный групповой (полевой) штрек.

Управление кровлей — полным обрушением при потолкоуступной форме забоя и, кроме того, в некоторых случаях применяют полную закладку, удержание на кострах, плавное опускание.

§ 3. Разновидности системы разработки длинными столбами с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы)

При разделении этажа на два-три подэтажа каждое выемочное поле обслуживается своим участковым бремсбергом, который может быть расположен или на границах выемочного поля, или в его средней части. Движение очистных забоев всегда направлено к участковому бремсбергу, но направление отработки выемочного поля не всегда совпадает с направлением отработки всего этажа. В этой связи различают несколько вариантов системы разработки длинными столбами по простиранию с делением этажа на подэтажи: с транспортированием отбитого угля на задний участковый бремсберг; с транспортированием на передний участковый бремсберг; с двусторонним участковым бремсбергом.

Системой разработки длинными столбами по простиранию с транспортированием угля на задний бремсберг называют такой вариант столбовой системы разработки, при котором направление перемещения очистных забоев противоположно общему направлению отработки этажа.

При варианте с доставкой на задний участковый бремсберг этаж подготавливается этажными штреками (рис. 2.19). Откаточный штрек проводится одновременно с просеком.

Между этажными штреками через каждые 300—500 м, а при условии применения комплексной механизации в очистном забое через 1000—1500 м проводятся участковые бремсберги с людеким ходком, от которых заранее проводятся промежуточные штреки до границы выемочного поля по простиранию. На границе

выемочного поля в каждом подэтаже проводится разрезная печь, в результате чего образуются столбы с размерами по восстанию 100—200 м, а по простиранию — равными длине выемочного поля.

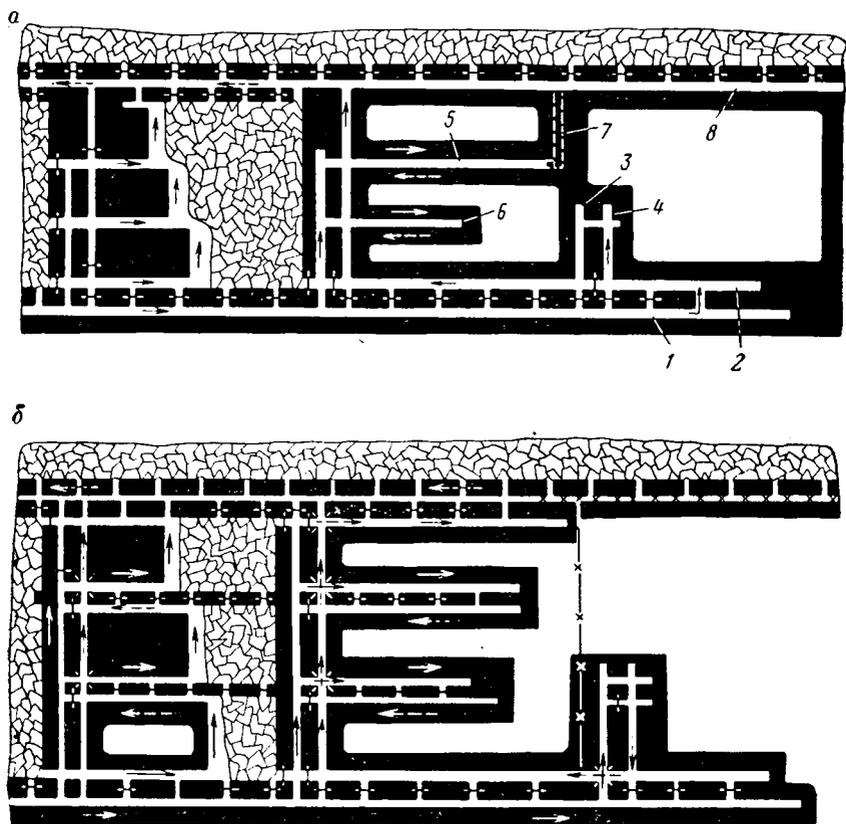


Рис. 2.19. Система разработки пологих пластов длинными столбами по простиранию с транспортированием на задний участковый бремсберг:

а — с последовательным проветриванием лав; *б* — с обособленным проветриванием лав; 1 — этапный откаточный штрек; 2 — просек; 3 — участковый бремсберг; 4 — людской ходок; 5, 6 — промежуточные штреки; 7 — разрезная печь; 8 — этапный вентиляционный штрек

Участковые бремсберги проводятся на границе выемочного поля со стороны ствола, а на второй границе проводятся разрезные печи, от которых начинаются очистные работы в направлении от границы выемочного поля к участковому бремсбергу. Лавы верхних подэтажей опережают нижние на 10—20 м. Такое опережение повышает устойчивость участкового бремсберга в его рабочей части. По мере подвигания очистных работ подэтажные штреки погашаются, части подэтажных штреков, примыкающие

к выработанному пространству только со стороны восстания (в пределах опережения), обычно охраняются кострами и реже бутковыми полосами. После отработки выемочного поля погашается соответствующий участковый бремсберг.

Одновременно с очистными работами, проводимыми в одном из выемочных полей, в другом ведутся подготовительные работы с таким расчетом, чтобы с необходимым резервом времени были подготовлены новые лавы.

Как уже отмечалось, при этом варианте очистные работы в пределах выемочного участка ведутся обратным ходом, а в целом выемка в этаже осуществляется прямым ходом.

Транспортирование отбитого угля производится по подэтажным штрекам в сторону участкового бремсберга, расположенного со стороны ствола, который называют в этом случае задним бремсбергом.

Лавы проветриваются последовательно. На газовых пластах, где лавы необходимо проветривать обособленной струей, подэтажные штреки проводятся сдвоенными или с просеками.

Неблагоприятные условия поддержания бремсбергов и ходков, подверженных постоянному влиянию сдвижения пород на ранее отработанном выемочном поле, а также испытывающих повышенное давление в результате приближения к ним очистных забоев отрабатываемого поля, демонтаж забойного оборудования и его транспортирование на значительное расстояние, потери угля в целиках около бремсберга и ходка, необходимость оборудовать и обслуживать два бремсберга (один для очистных работ, а другой для подготовительных) существенно снижают область экономически эффективного применения рассматриваемого варианта системы разработки.

Систему длинных столбов с транспортированием на задний бремсберг с одиночными промежуточными штреками применяют при пологом и наклонном залегании и незначительной газоносности, позволяющей проветривать лавы последовательной струей, а подготовительные выработки — вентиляторами частичного проветривания.

Разновидность системы со сдвоенными промежуточными штреками применяется для тех же условий, но при высокой газоносности пластов, когда все лавы должны проветриваться обособленной струей воздуха.

Обе разновидности описанного варианта системы неприемлемы на пластах, склоных к горным ударам, так как очистные работы подвигаются к участковому бремсбергу, расположенному вблизи выработанного пространства.

Системой разработки длинными столбами по простиранию с транспортированием угля на передний бремсберг называют вариант столбовой системы, при котором направление перемещения очистных забоев соответствует общему направлению отработки этажа (рис. 2.20).

Участковые бремсберги проводятся на границе выемочных участков со стороны границы шахтного поля по простиранию. Это позволяет использовать один и тот же бремсберг для очистных и подготовительных работ. Бремсберги в основном находятся в окружении массива полезного ископаемого, вследствие чего они

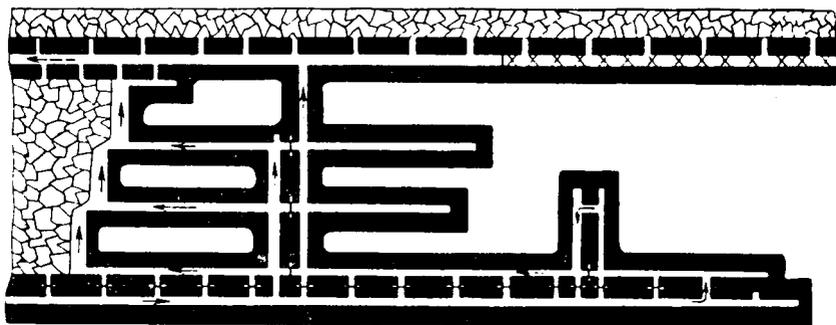


Рис. 2.20. Система разработки пологих пластов длинными столбами по простиранию с транспортированием на передний бремсберг

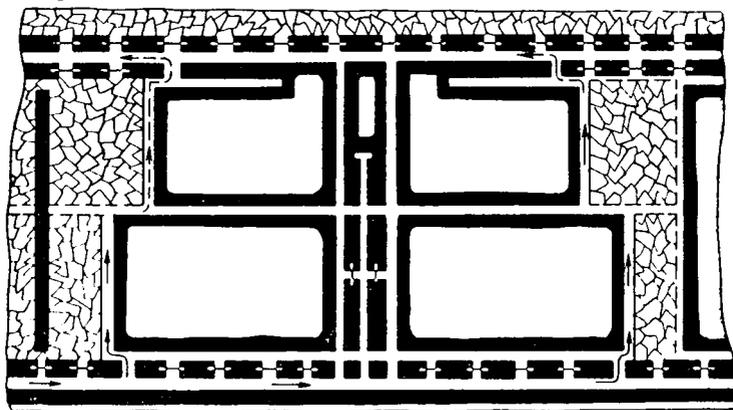


Рис. 2.21. Система разработки длинными столбами по простиранию с двусторонними бремсбергами

испытывают меньшее давление и не подвергаются разрушению. Кроме того, при применении в очистном забое комплексов и агрегатов перевод их в следующее выемочное поле производится на значительно меньшее расстояние, чем в первом варианте.

Вместе с тем при этом варианте удваивается протяженность транспортирования грузов и вентиляционной струи в пределах выемочного поля.

Вариант столбовой системы по простиранию с двусторонними бремсбергами (рис. 2.21) Участковые бремсберги с одним или

двумя ходками проводятся посередине выемочных полей. От бремсбергов в обе стороны к границам выемочного поля по протиранию проводятся подэтажные штреки. Очистные работы ведутся с двух сторон в направлении к участковому бремсбергу.

При системе разработки длинными столбами по протиранию с двухсторонними бремсбергами добыча угля в выемочном поле может быть увеличена в 2 раза по сравнению с добычей при системе с односторонними бремсбергами. Расходы на поддержание подэтажных штреков меньше, так как сокращаются число штреков в этаже и срок их существования.

По мере отработки выемочных полей бремсберг и ходки оказываются в зоне усиленного давления, при этом затрудняется выемка охранных целиков, что приводит к увеличению потерь угля, возможности его самовозгорания и горных ударов. Кроме того, усложняется проветривание забоев подготовительных выработок.

Система длинных столбов по протиранию с разделением этажа на подэтажи широко применяется при разработке крутых пластов мощностью 1,2—2,4 м (рис. 2.22, а). Для подготовки к выемке при этой системе проводят этажные штреки, сбиваемые между собой скатами. От скатов проводят промежуточные штреки, число которых зависит от наклонной высоты этажа, устойчивости боковых пород и принятого способа выемки. По мере продвижения очистного забоя промежуточные штреки погашают.

Управление кровлей чаще всего производится способом полного обрушения, а иногда — полной закладки. В большинстве случаев посадку пород кровли при полном обрушении производят на органическую крепь, в некоторых случаях — на режущие целики. К последним прибегают в том случае, если при применении органической крепи не удастся избежать завалов в призабойном пространстве. Иногда кровлей управляют способом полной закладки с перепуском закладочного материала с верхнего горизонта.

Очистные выработки проветривают, как правило, последовательной струей с подсевением воздуха, поступающего в верхние подэтажи. Для проветривания одиночных тупиковых выработок применяют вентиляторы местного проветривания. При высокой газоносности разрабатываемых пластов применяют обособленное проветривание лав верхнего и нижнего подэтажей (рис. 2.22, б).

Уголь вынимают с опережением верхних подэтажей на двойной шаг обрушения кровли, т. е. на 10—12 м. Добытый уголь транспортируют на передний скат.

При панельной подготовке ярус разбивают на два подъяруса или больше. В зависимости от горно-геологических условий возможны две схемы подготовки лав к очистной выемке.

При необходимости осуществления обособленного проветривания лав подготовку ведут по схеме, изображенной на рис. 2.23, а. Ярусные и подъярусные штреки проводят спаренными или с

просеками. Уголь транспортируется из каждой лавы на отдельный штрек (ярусный или подъярусный), а затем — на панельный бремсберг. Обычно в пределах панели осуществляют полную конвейеризацию.

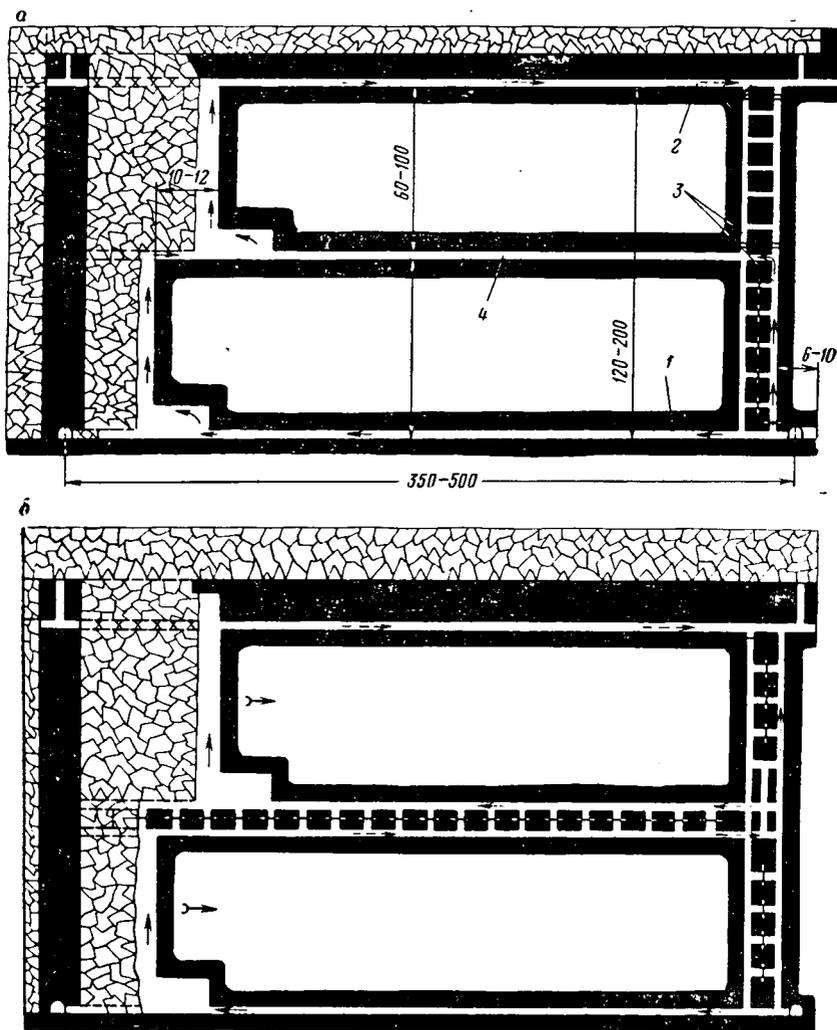


Рис. 2.22. Система разработки крутых пластов длинными столбами по проветриванию с делением этажа на подэтажи:

a — при последовательном проветривании с подсвечиванием; *б* — при обособленном проветривании очистных забоев; 1 — этажный откаточный штрек; 2 — этажный вентиляционный штрек; 3 — скаты; 4 — промежуточный штрек

Межштрековые охраняемые целики принимаются в зависимости от размера зоны опорного давления, срока службы штреков.

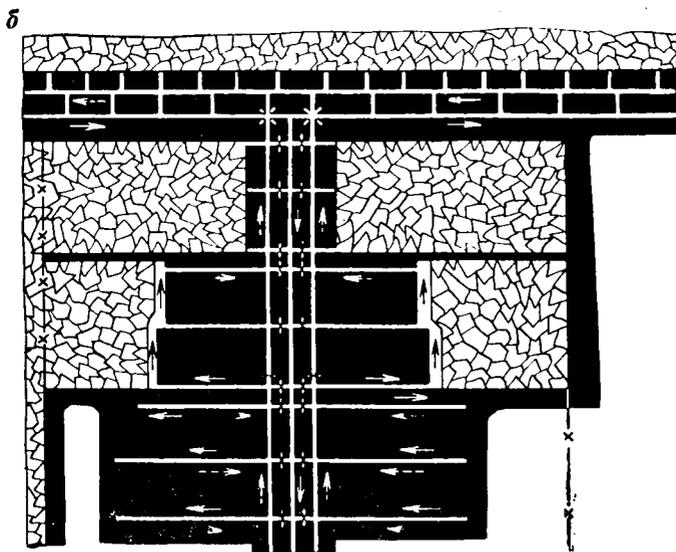
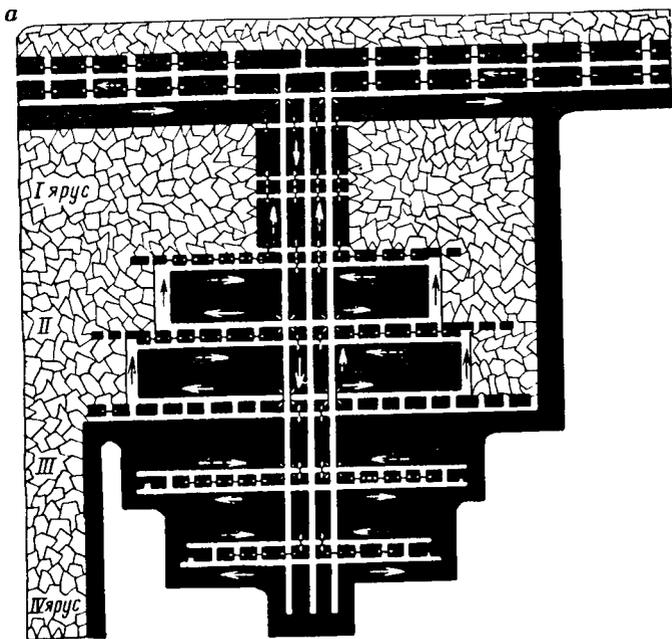


Рис. 2.23. Система разработки длинными столбами по про-
стиранию при панельной подготовке:

a — с обособленным проветриванием лав и независимым транспортирова-
нием; *b* — с последовательным проветриванием лав и транспортированием
угля на сборный штрек

По мере отработки лав обратным ходом запасы в целиках частично извлекают. Ярусы отрабатывают в нисходящем порядке. Верхние лавы опережают нижнюю на 10—20 м. При делении яруса на подъярусы длина лав колеблется в пределах 100—180 м.

При последовательном проветривании лав ярусные и подъярусные штреки проводят одинарными (рис. 2.23, б). По мере отработки яруса погашают все штреки. Следовательно, откаточный ярусный штрек не используется как вентиляционный для следующего яруса, и в последнем по угольному массиву заново проводят ярусный вентиляционный штрек. В результате между ярусами остаются барьерные целики, уголь из которых частично выбирают по мере погашения вентиляционного ярусного штрека.

При этой схеме добытый уголь из обеих спаренных лав транспортируется на общий сборный штрек, а опережение между лавами принимают равным 2—4 м.

§ 4. Разновидности системы разработки длинными столбами по падению (восстанию)

Подготовка выемочных полей производится путем проведения наклонных выработок — бремсбергов (уклонов) на всю наклонную высоту этажа или горизонта. Полученные таким образом столбы отрабатываются лавами, двигающимися по падению (восстанию) пласта. Проветривание лав может быть как прямоточным; так и возвратноточным. Существует несколько разновидностей систем разработки лавами по падению (восстанию), отличающихся способом проведения или охраны выработок, технологией ведения очистных работ. Наиболее характерными для этой группы систем разработки являются:

система разработки длинными столбами по падению (восстанию) одинарными лавами;

система разработки длинными столбами по падению (восстанию) спаренными лавами;

система разработки длинными столбами по падению со щитовыми перекрытиями.

При столбовой системе разработки одинарными лавами по падению пласта (рис. 2.24) подготовка каждого первого столба производится проведением четырех бремсбергов. Бремсберги проводятся парными забоями. Каждый последующий столб готовится путем проведения двух бремсбергов. Очистные работы начинаются от вентиляционного штрека, забой перемещается по падению пласта. По мере подвигания очистного забоя, прилегающие к нему вентиляционный и конвейерный бремсберги погашаются. Бремсберг, расположенный в массиве, сохраняется и используется при отработке следующего столба. Транспортирование угля из лавы осуществляется по конвейерному бремсбергу на откаточный штрек.

Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, вентиляционному бремсбергу в очистной забой. Исходящая струя направляется по вентиляционному бремсбергу следующего столба на вентиляционный штрек. Перевозка людей и вспомогательных

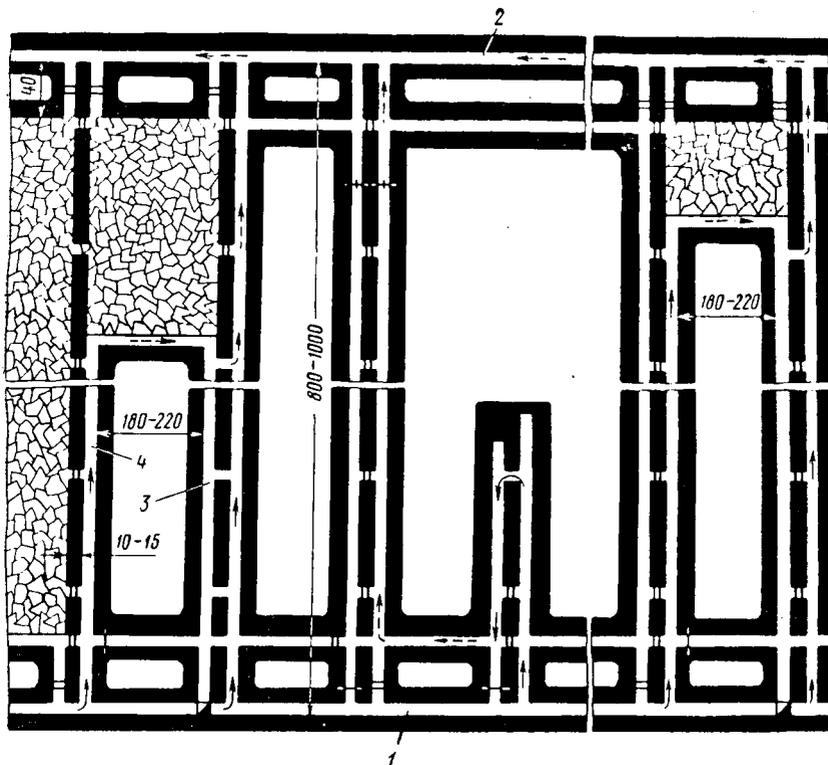


Рис. 2.24. Система разработки длинными столбами по падению одинарными лавами:

1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — конвейерный бремсберг; 4 — вентиляционный бремсберг

материалов в очистной забой осуществляется по вентиляционному бремсбергу.

При столбовой системе разработки одинарными лавами по восстанию пласта (рис. 2.25) подготовка выемочных столбов осуществляется парными уклонами. По мере подвигания очистного забоя уклоны, прилегающие к очистному забою, погашаются. Транспортирование угля из лавы производится по конвейерному уклону на откаточный штрек. Для проветривания очистного забоя используется возвратночная схема, при которой свежая струя поступает по откаточному штреку, вентиляционному уклону в очистной забой и выходит через конвейерный уклон и кроссинг на вентиляционный штрек, в необходимых случаях производится

частичное подсвежение за счет воздуха, подаваемого по вентиляционному уклону следующего столба. Преимуществами систем разработки одинарными лавами являются благоприятные условия поддержания участков выработок (бремсбергов, уклонов) и высокая надежность работы очистного забоя. Потери угля в межстолбовых целиках и низкая концентрация горных работ в пределах пласта или его части снижают эффективность применения этих систем разработки.

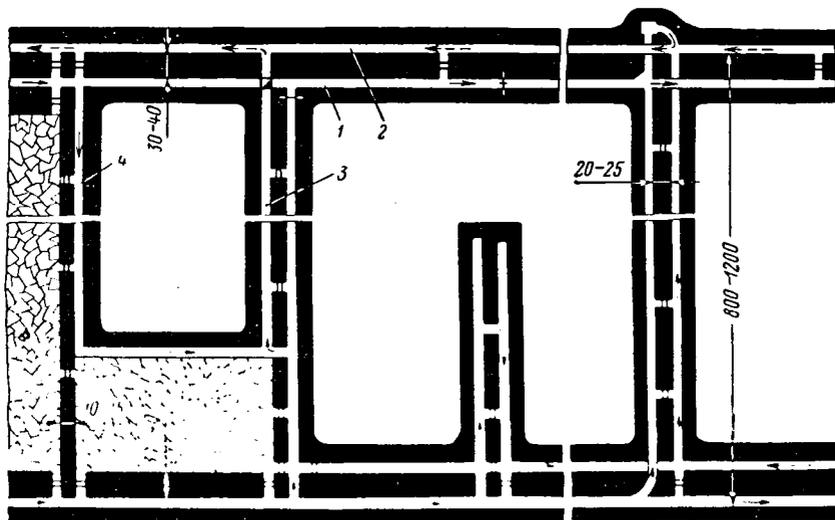


Рис. 2.25. Система разработки длинными столбами по восстанию одинарными лавами:

1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — конвейерный уклон; 4 — вентиляционный уклон

Системы разработки длинными столбами по падению (восстанию) спаренными лавами в значительной степени решают вопрос увеличения концентрации горных работ в пределах пласта. Подготовка выемочных столбов, в каждом из которых находится два очистных забоя, осуществляется проведением трех наклонных выработок, которые погашаются по мере подвигания очистного забоя (рис. 2.26).

Транспортирование угля из лавы может осуществляться по двум принципиально отличным схемам:

- на общую наклонную выработку (сборный бремсберг или уклон);

- на индивидуальные для каждой лавы транспортные выработки (бортовые бремсберги или уклоны).

В первом случае уголь из обеих лав по центральному бремсбергу (уклону) транспортируется до откаточного штрека. Борто-

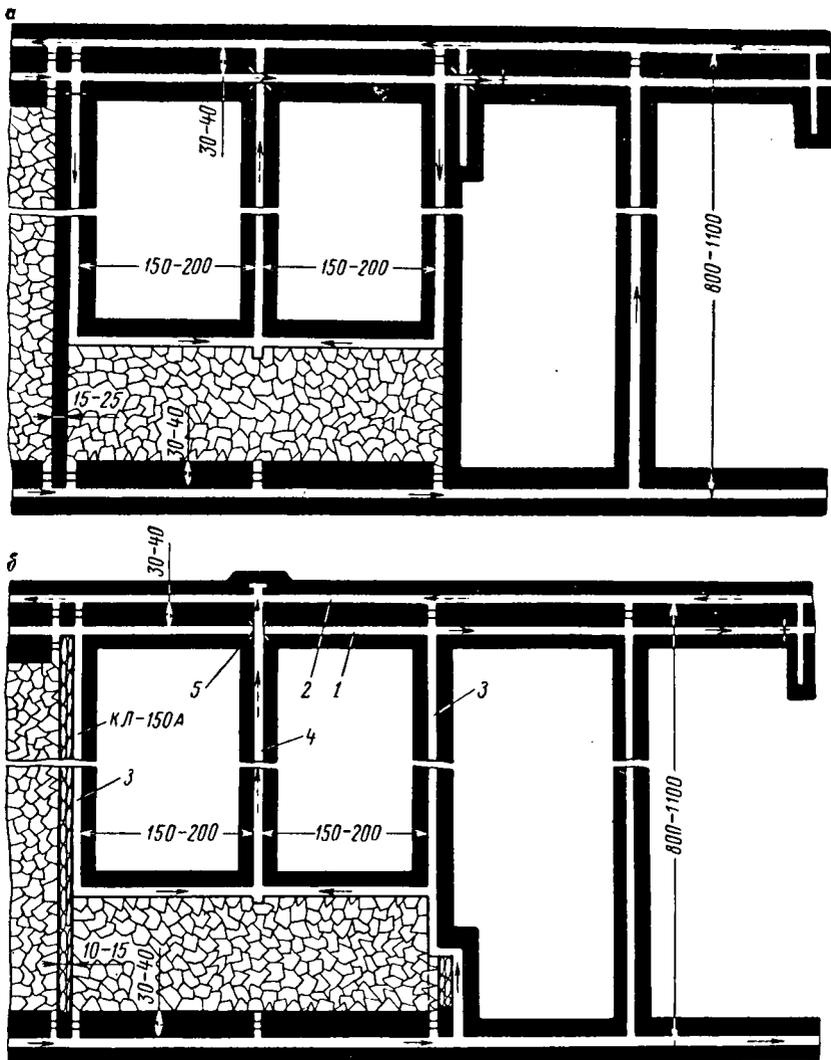


Рис. 2.26. Система разработки длинными столбами по восстанию спаренными лавами:

a — без подсвеживания; *b* — с подсвеживанием; 1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — бортовой конвейерный уклон; 4 — центральный уклон; 5 — кроссинг

вые бремсберги (уклоны) служат для проветривания очистных забоев.

При использовании бортовых выработок в качестве транспортных центральная выработка служит для проветривания. При отработке столбов по восстанию обычно применяется возвратно-точная схема проветривания, в связи с чем вентиляционный штрек проводится рядом с откаточным (рис. 2.26, а). Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку на бортовые конвейерные уклоны в очистные забои обеих лав и отводится по центральному (вентиляционному) уклону через кроссинг на вентиляционный штрек.

В некоторых случаях при необходимости интенсивного проветривания очистных забоев при работе по восстанию часть воздуха дополнительно подается в одну из лав по специальной выработке, поддерживаемой позади очистного забоя (рис. 2.26, б).

Достоинствами системы являются:

большая наклонная высота этажа, позволяющая снизить удельную величину затрат на проведение этажных откаточных штреков;

постоянная длина лавы и большие размеры выемочных столбов; стационарность погрузочных пунктов; значительная концентрация горных работ в пределах выемочного участка;

одновременная подготовка нескольких столбов, которая позволяет проводить предварительную дегазацию, особенно в тех случаях, когда отработка ведется через один или два столба;

облегчение управления кровлей благодаря уменьшению давления на кровлю призабойного пространства, при работе по восстанию.

К недостаткам выемки по падению (восстанию) относятся: ограниченность области применения из-за отсутствия средств комплексной механизации для работы на пластах с углами падения свыше $10-12^\circ$;

трудность перевозки вспомогательных материалов, оборудования и людей по бремсбергам в очистной забой;

усложнение проветривания за счет повышенного поступления метана из выработанного пространства в призабойную или исходящую струю при выемке по восстанию, наличие нисходящего движения отработанного воздуха при выемке по падению;

затруднения с активным тушением пожаров в выработках с нисходящим проветриванием из-за уменьшения количества воздуха в результате тепловой депрессии.

Несмотря на указанные недостатки, отмеченные выше достоинства обеспечивают системе разработки длинными столбами по падению (восстанию) перспективу широкого применения для отработки пологих пластов.

Системы разработки столбами по падению с щитовым перекрытием имеют ряд специфических особенностей, позволяющих

рассматривать эти системы несколько обособленно. Название системы происходит от наименования средств ограждения очистного забоя (щита), передвигающегося по мере выемки угля принудительно или под действием падающих обрушенных пород.

Сущность рассматриваемой системы разработки состоит в том, что выемочное поле разделяется на столбы, вытянутые по падению пласта. Каждый такой столб разрабатывается самостоятельно

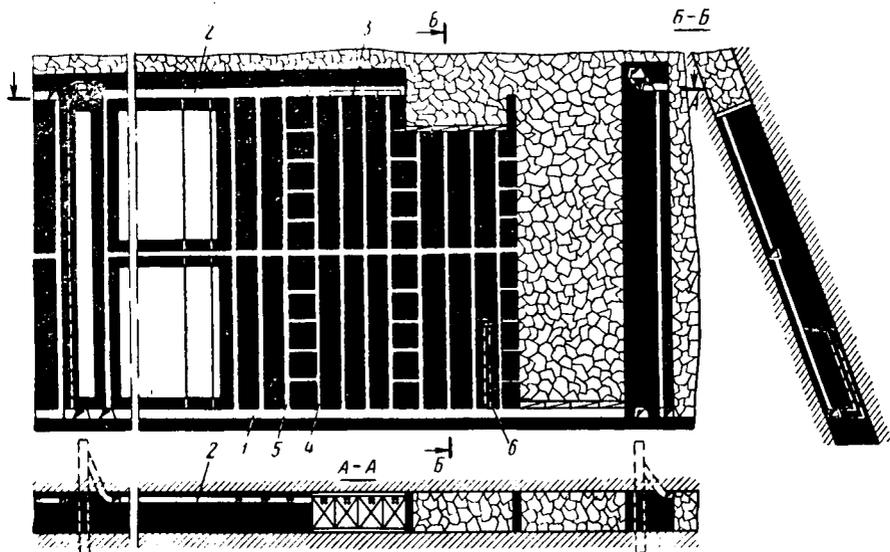


Рис. 2.27. Система разработки крутых пластов длинными столбами по падению с щитовым перекрытием:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — выемочный столб; 4 — вентиляционный штрек; 5 — углеспускная печь; 6 — вентиляционная печь специальная

с применением одного щита. Ширина выемочного столба по простиранию на 2 м больше длины очистного забоя (щита) за счет того, что между очистными забоями (щитами) оставляются целики угля шириной 2 м на всю высоту этажа. Эти целики ограждают щитовой забой от прорыва обрушенных пород со стороны отработанного столба. Длина щитового столба равна наклонной длине этажа. Направление выемки столба — от вентиляционного штрека к транспортному. Порядок отработки щитовых столбов принят обратный — от границы выемочного поля к квершлагу. Очистной забой располагается по простиранию пласта и перекрывается щитовой крепью, которая перемещается по падению пласта вслед за продвижением очистного забоя.

Длина щитового забоя обоснована в результате многолетней инженерной практики, которая показала, что при длине забоя 24—30 м достигается наилучшее и надежное выполнение важнейшей технологической операции — управление щитом. Выемочное поле может быть однокрылым и двукрылым.

Наиболее распространенным является вариант системы разработки с плоскими одинарными щитами (секционными или бессекционными) (рис. 2.27), конструктивное отличие которых состоит в том, что они располагаются по мощности пласта в один ряд, накрывая пласт на всю его мощность. Поле подготавливается к выемке откаточным и вентиляционным штреками и скатами, разделяющими его на выемочные столбы. Откаточный и вентиляционный штреки соединяются печами. При подготовке первых этажей и неглубоком залегании откаточный штрек при разработке свиты пластов проводят от промежуточного квершлага, а вентиляционный — от шурфа. При разработке последующих этажей магистральные транспортные выработки отработанного этажа становятся вентиляционными, а так как пласты обрабатывают до отметки транспортных выработок, то вентиляционный штрек проводят на 5—7 м ниже отметки вентиляционного квершлага. С этой целью из квершлага к пласту проводят специальную наклонную выработку. В начальный период проведения вентиляционного и откаточного штреков их соединяют двумя печами — ходовой (вентиляционный) и углеспускной. Этим обеспечивается проветривание обеих выработок, связь между ними и транспортирование угля с вентиляционного штрека. В дальнейшем штреки соединяются между собой через 50—80 м углеспускной и вентиляционными скважинами.

После завершения проведения откаточного и вентиляционного штреков до границы выемочного поля, в 2 м от границы проводят скважину. С этого момента начинается подготовка щитового столба к выемке, для чего от откаточного до вентиляционного штрека проводят углеспускные печи и скважины. Под каждый щит проводят по четыре углеспускные печи, пятую печь проводят в следующем столбе как ходовую для этого столба и как вентиляционную для следующего: первая печь от границы поля является вентиляционной. В отдельных случаях под щит могут быть пройдены только две печи — вентиляционная и ходовая. Независимо от конструкции щитов расстояние между осями углеспускных печей принимается равным 6 м.

Для обеспечения равномерной и бесперебойной работы и для предупреждения забучивания углеспускных печей их нижняя часть на длину около 12—15 м по восстанию от откаточного штрека расширяется до сечения $2 \times 1,5$ м.

Независимо от числа печей в щитовом столбе, две крайние оборудуются для передвижения людей, поэтому из очистного забоя всегда имеется два независимых выхода.

Для обеспечения надлежащего проветривания в период производства работ, когда вентиляционная печь бывает загружена углем у всячего бока, на мощных пластах проводят специальную вентиляционную печь на высоту 15—20 м по восстанию пласта от откаточного штрека и с помощью сбоек соединяют с первой

вентиляционной и второй углеспускной печами. В подготовку щитового столба также входит проведение монтажной камеры (рассечки) для щита. На мощных пластах она образуется в результате расширения вентиляционного штрека, а на пластах средней мощности щит монтируют непосредственно на вентиляционном штреке.

В почве монтажной камеры устраивают рассечку шириной, несколько меньшей горизонтальной мощности пласта, и глубиной до 4 м. После монтажа всего щита из прохода (канавы) открывается очистной забой.

Проветривание очистного забоя осуществляется за счет общешахтной депрессии. Свежая струя поступает по откаточному участковому квершлагу, пластовому откаточному штреку и направляется в забой по вентиляционной и двум ближним к ней углеспускным печам. Отработанная струя выходит из очистного забоя по крайней печи, сбойке и по ходовой печи поступает на вентиляционный штрек и далее в вентиляционный участковый квершлаг.

Система разработки с одинарными щитами применима на крутых пластах мощностью не более 10 м. Для выемки более мощных пластов на основе этой системы возникло несколько вариантов систем разработки, основным отличием которых является расположение щитов по мощности пласта в два ряда (рис. 2.28). В этом случае пласт разрабатывается не одним щитом, а сразу двумя щитами. Вторым отличием этой системы разработки является наличие двойной линии по мощности пласта подготовительных выработок в щитовых столбах. Подготовка же выемочных полей производится аналогично системе разработки с одинарными щитами. Выемочное поле подготавливается транспортными и вентиляционными штреками. Оба штрека проводят у лежачего бока пласта и в процессе проведения соединяют вентиляционными скважинами.

Особенностью подготовки выемочного поля при системе разработки со сдвоенным щитом является соединение откаточного и вентиляционного штреков между собой тремя печами — углеспускной, ходовой и вентиляционной. Углеспускная и вентиляционная печи проводятся в 2—3 м от почвы пласта, а ходовая — ближе к кровле. На границе выемочного поля штреки соединяются печами, проведением которых начинается подготовка щитового столба к выемке. В каждом щитовом столбе проводят восемь углеспускных печей: четыре на расстоянии 1,5—2 м от лежачего бока и четыре в 1,5—2 м от середины пласта в сторону висячего бока. Каждый ряд печей предназначен для обслуживания одного щита. Крайние печи к дальней границе поля являются вентиляционными, а крайние к ближней границе — входными.

Эффективность применения щитовой системы разработки зависит от многих горно-геологических и организационно-технических

факторов. Опыт показал, что с увеличением мощности пласта от 2,5 до 5 м возрастает среднемесячная производительность очистного забоя, снижаются трудоемкость очистных работ, расход лесоматериалов и объем подготовительных выработок на 1000 т добычи. На пластах с большими углами падения щитовая система более эффективна. Среднемесячная производительность очистных забоев на пластах с углом падения до 60° ниже на 10—15%, чем на пластах с углом падения более 60° . С увеличением глубины разработки возрастает горное давление, увеличивается газоносность

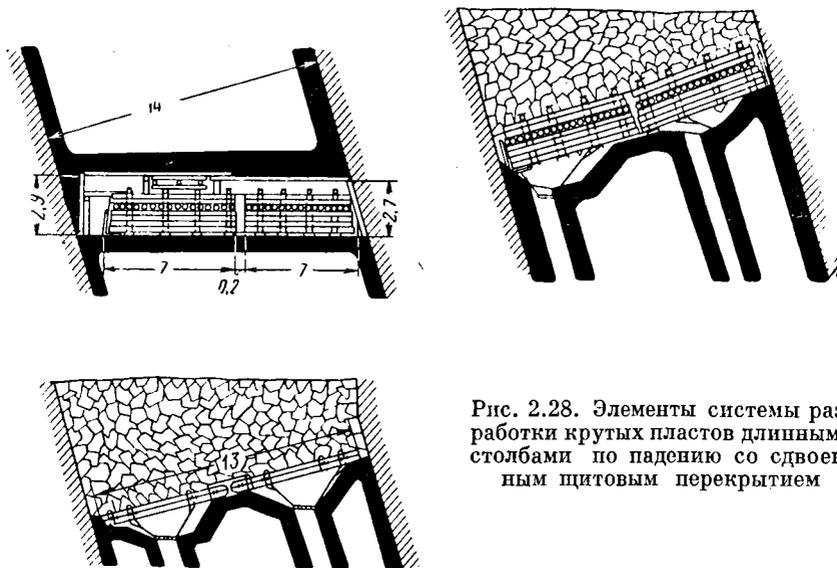


Рис. 2.28. Элементы системы разработки крутых пластов длинными столбами по падению со двоячным щитовым перекрытием

пластов, повышается трудоемкость работ по перекреплению углепусковых печей и других выработок, усложняется проветривание.

Применение других систем разработки в указанных условиях во всех случаях менее эффективно. Устойчивость функционирования системы в рассматриваемом диапазоне пластов по мощности объясняется соответствием горно-геологических условий для ее применения, а также многолетним производственным опытом.

Система разработки с щитовыми перекрытиями характеризуется сравнительно высокими эксплуатационными потерями угля. Наибольшие потери угля относятся к межщитовым целикам и по мощности пласта, где они составляют более 50% всех потерь. Потери по мощности пласта зависят в основном от мощности пачек угля, оставляемых у кровли и почвы.

Размер потерь в межщитовых целиках определяется величиной оставляемых целиков и длиной щитовых перекрытий по простиранию. С увеличением длины перекрытий потери угля уменьшаются.

Системы разработки одинарными и спаренными лавами по падению применяются на пластах различной мощности, в большом диапазоне условий по устойчивости боковых пород и значительной газообильности. Длина лавы в зависимости от свойств вмещающих пород изменяется от 100 до 200 м, а длина столба от 600 до 1300 м.

Системы разработки одинарными и спаренными лавами по восстанию пласта, в отличие от вышеописанных, применяются для отработки пластов мощностью до 1,45 м. Увеличение мощности пласта свыше 1,45 м нежелательно в связи с возможностью отжима и попадания в рабочее пространство лав угля из верхней части пласта, вероятность появления которого увеличивается с мощностью пласта. Длина лав может достигать 200 м. Длина столба с одинарными лавами 1300 м, а при спаренных лавах может быть увеличена до 1700—1800 м.

Системы разработки столбами по падению с щитовыми перекрытиями применяются при разработке пластов мощностью до 8 м при углах падения 55—60° и выше. Такие углы падения позволяют наиболее эффективно управлять перемещением щита.

Г л а в а I V

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Сущность комбинированных систем разработки

Основой комбинированных систем разработки является особый порядок отработки этажа или панели, при котором часть очистных забоев обрабатывает выемочное поле прямым ходом, а часть — обратным. Комбинированные системы разработки представляют собой комбинацию двух систем разработки.

Особенностью комбинированных систем разработки является почти полное отсутствие работ, связанных с заблаговременным проведением подготовительных выработок в угольном массиве, кроме наклонных.

Основным способом охраны подготовительных выработок является охрана бутовыми полосами или другими искусственными сооружениями.

§ 2. Комбинированная система с отработкой этажа (панели) в нисходящем (восходящем) порядке

Подготовка выемочного поля начинается с проведения двусторонних участковых бремсбергов (уклонов) с одним или двумя ходками. Число подэтажей (подъярусов) четное. Выемку подэтажей производят через один в направлении от бремсберга к границам выемочного поля (рис. 2.30), т. е. по схеме сплошной системы разработки. Штреки в этом случае с одной стороны защищены массивом полезного ископаемого, а с другой — бутовой полосой.

При подходе очистных работ к границе выемочного поля по массиву проводят разрезные печи и полученные таким образом столбы обрабатываются по принципу выемки длинных столбов

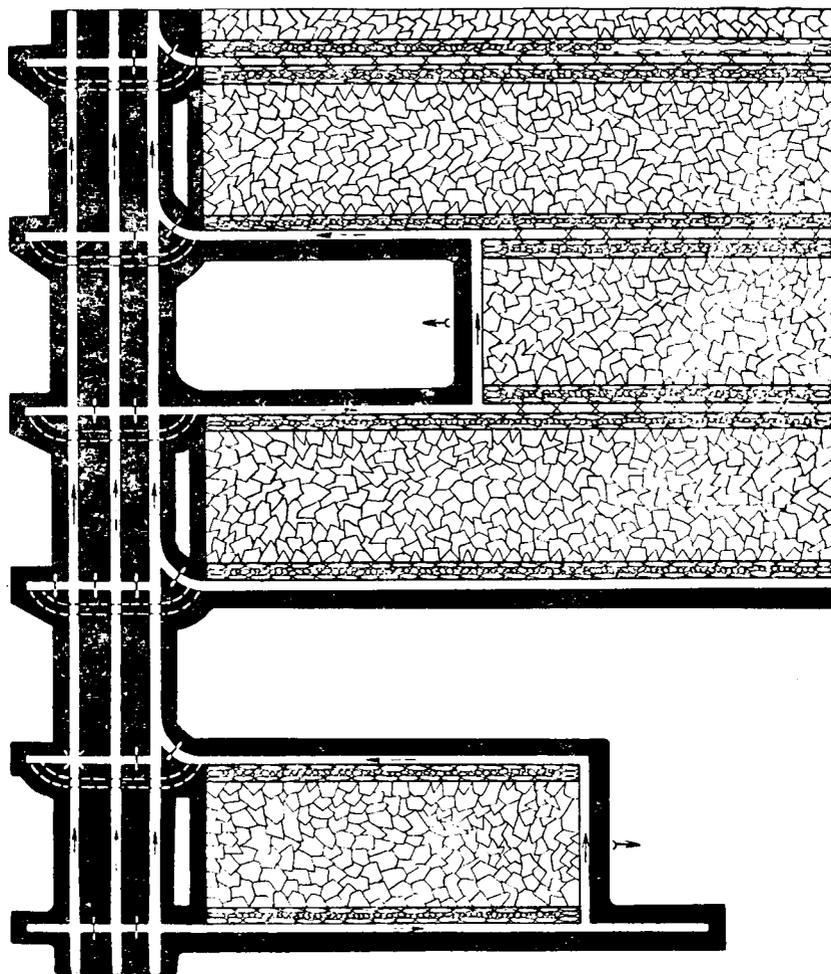


Рис. 2.30. Комбинированная система разработки с обработкой панели в нисходящем порядке

по простиранию. Как правило, длина лавы 150—250 м, длина выемочного поля 1000—1300 м.

В работе одновременно может находиться четыре лавы: две лавы прямого хода и две обратного.

Рассмотренная система разработки обеспечивает быстрое раз-

вертывание фронта очистных работ, эффективное проветривание лав обособленной струей, небольшие потери угля из-за отсутствия целиков, охраняющих выемочные штреки.

§ 3. Разновидности комбинированной системы разработки лавами по падению (восстанию)

Комбинированная система разработки лавами по падению (восстанию) представляет собой переходный вариант от сплошных систем разработки к столбовым и с этой точки зрения может быть отнесена к комбинированным.

Отличительной особенностью этой системы разработки по отношению к рассмотренному ранее варианту столбовой системы по падению (восстанию) является проведение на одной линии с очистным забоем (или с некоторым опережением) вентиляционной выработки и поддержанием ее в выработанном пространстве.

Основными разновидностями комбинированной системы разработки лавами по падению (восстанию) являются:

комбинированная система разработки одинарными лавами по падению (восстанию);

комбинированная система разработки спаренными лавами по падению (восстанию).

Подготовка выемочного участка при комбинированной системе разработки одинарными лавами по падению (восстанию) начинается с проведения откаточного и вентиляционного штреков и соединяющей их наклонной выработкой (бремсбергами, уклонами) по границе выемочного участка (рис. 2.31).

Очистная выемка начинается от вентиляционного штрека лавами по падению (восстанию) пласта. При движении очистного забоя одна из выработок погашается, а вторая формируется на одной линии с очистным забоем, поддерживается на контакте угольного массива и обрушенных пород и служит в качестве вентиляционной.

Проветривание очистного забоя осуществляется по прямой схеме. Воздух подается в очистной забой и выдается из

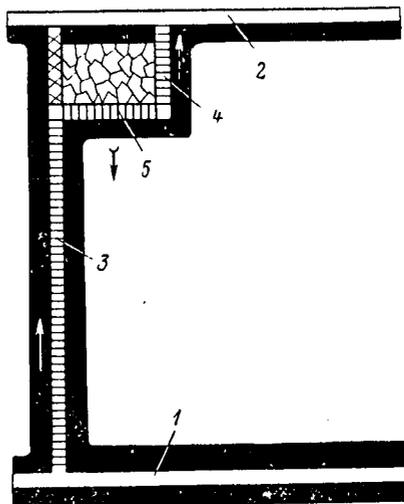


Рис. 2.31. Комбинированная система разработки одинарными лавами по падению:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — конвейерный бремсберг; 4 — вентиляционная выработка; 5 — очистной забой

очистного забоя по выработкам, поддерживаемым вприсечку к угольному массиву.

Подготовка выемочного участка при комбинированной системе спаренными лавами по падению (восстанию) предопределяет наличие трех выработок, связывающих очистной забой с откаточным и вентиляционным штреками.

При работе по падению (рис. 2.32, а) очистные забои проветриваются по прямоточной схеме. Свежая струя поступает по бортовым выработкам, а отработанный воздух уда-

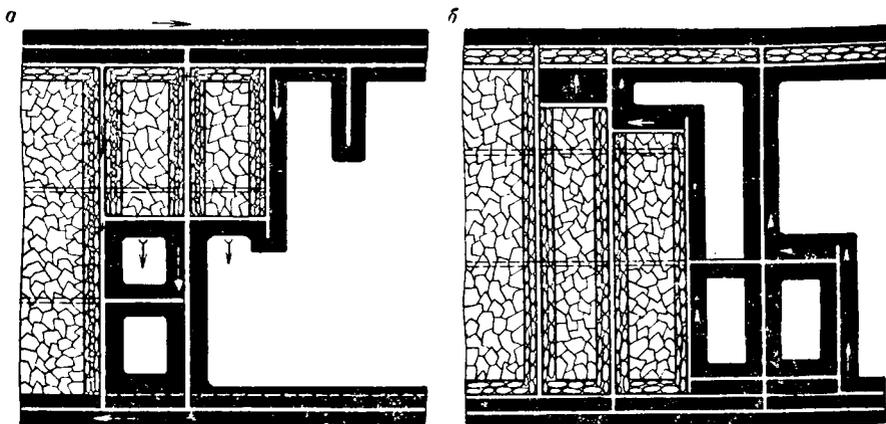


Рис. 2.32. Комбинированная система разработки спаренными лавами:
а — по падению; б — по восстанию

ляется из забоя по сборной выработке, поддерживаемой в угольном массиве, и далее поступает на вентиляционный штрек.

При работе по восстанию (рис. 2.32, б) очистные забои проветриваются по прямоточной схеме. Свежий воздух поступает в очистной забой по бортовым выработкам, поддерживаемым в выработанном пространстве, а отработанный воздух удаляется по сборной выработке, поддерживаемой в угольном массиве.

Длина каждой из лав принимается равной 100—150 м, а длина столба 800—1000 м.

§ 4. Область применения комбинированных систем разработки

Комбинированные системы разработки применяются при разработке маломощных и реже пластов средней мощности, с выдержанными элементами залегания почвы, незначительной газообильностью и водообильностью, при пологих пластах. Вариант комбинированной системы с использованием механизированного щитового агрегата АЩ применяется для разработки крутых

пластов. Комбинированные системы разработки наиболее широко применяются в условиях Донецкого угольного бассейна.

Длина лавы при комбинированных системах разработки изменяется в очень широких пределах — от 50 до 300 м. Длина выемочного поля может достигать 1000—1200 м.

Комбинированная система разработки с отработкой этажа (панели) в нисходящем (восходящем) порядке обеспечивает быстрое развертывание фронта очистных работ, эффективное проветривание лав обособленной струей и уменьшает потери угля.

Недостатками системы являются неудобное сообщение между изолированными лавами, интенсивное воздействие горного давления на штреки и их сопряжения с лавой, а также высокая трудоемкость выкладки бутовых полос. Система применяется на пластах мощностью 0,5—1,2 м и преимущественно пологих (не более 15°).

Комбинированная система разработки одинарными лавами по падению (восстанию) в качестве основного достоинства предполагает существенное снижение объема заранее проводимых подготовительных выработок до 3—5 м на 1000 т добычи и почти полное устранение потерь угля в целиках. Однако при этой системе длина лавы ограничена трудностью проветривания тупиковой части забоя, в связи с чем длина лавы принимается не более 100—150 м и зависит от газоносности разрабатываемого пласта. В условиях крутых пластов длина лавы принимается равной 50 м исходя из возможности технических средств отбойки и транспортирования угля агрегатом АЦ.

При комбинированной системе разработки спаренными лавами по падению (восстанию) обеспечивается эффективное проветривание и уменьшение объема заранее проводимых подготовительных выработок. Недостатком системы является трудность поддержания выработок в обрушенных породах. Областью применения комбинированной системы разработки спаренными лавами по падению (восстанию) являются пологие (до 12°) пласты мощностью до 1,5 м. Вмещающие породы устойчивые и средней устойчивости. Относительная газообильность выемочного участка — до 15 м³/т суточной добычи. Глубина разработки — до 600 м.

Г л а в а V

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ

§ 1. Сущность систем разработки короткими очистными забоями

К группе систем разработки короткими очистными забоями относят системы, длина очистных забоев которых не превышает 20 м. При коротких забоях все процессы очистной добычи упрощаются, в результате чего значительно увеличивается скорость их продвижения, причем одновременно в действии может находиться

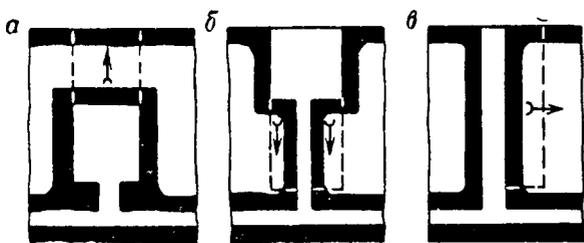


Рис. 2.33. Порядок отработки камер:

а — прямым ходом; б — обратным ходом; в — поперечная выемка

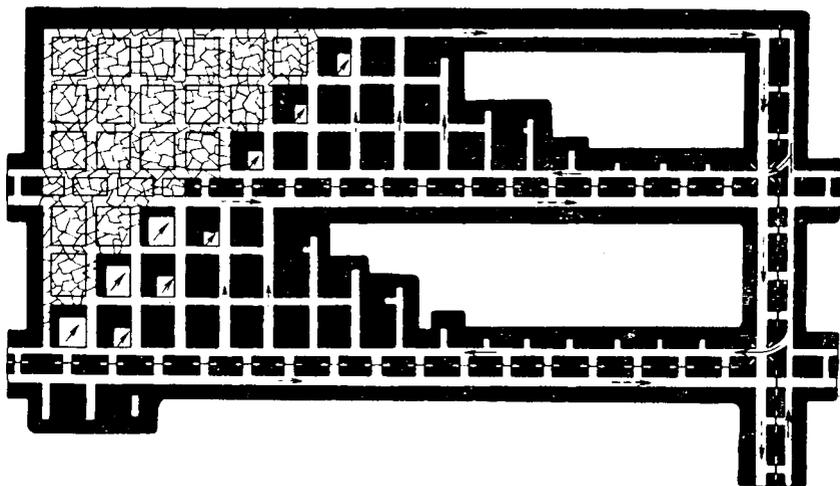


Рис. 2.34. Система разработки короткими столбами

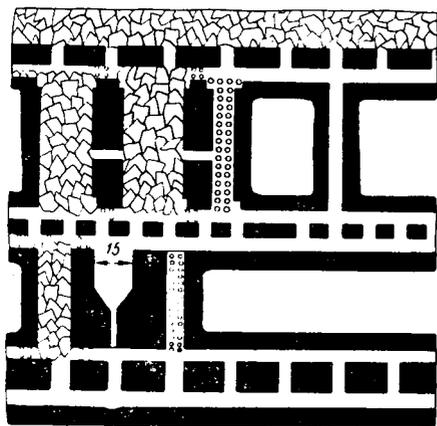


Рис. 2.35. Система разработки длинными столбами с выемкой полосами по падению

большое число забоев, что обеспечивает высокую пагрузку на пласт. Вместе с тем системы разработки короткими забоями имеют крупный недостаток — высокие потери полезного ископаемого.

Можно выделить следующие виды систем разработки короткими очистными забоями: камерные системы разработки; системы разработки короткими столбами; системы разработки с выемкой полосами по падению (восстанию); системы разработки с выемкой заходками по падению (восстанию).

При камерных системах разработки основным элементом системы является камера. Выемка камер (рис. 2.33) может производиться прямым ходом, обратным ходом и перпендикулярно к длинной оси камеры (поперечная выемка). Камеры могут располагаться по простиранию, падению (восстанию) и диагонально. Как правило, камеры или совсем не крепятся, или крепятся с использованием штанговой крепи, так как поддержание кровли осуществляется целиками угля. Таким образом, угольные целики являются вторым важным элементом камерных систем разработки.

Устойчивость целиков зависит от прочностных свойств угля, мощности пласта и условий его залегания.

Основными параметрами камерных систем разработки являются: ширина целиков, ширина и длина камер, размеры выемочных участков, число одновременно обрабатываемых камер.

Характерной особенностью систем разработки короткими столбами является деление выемочного поля подготовительными выработками на столбы, имеющие форму, близкую к квадрату (рис. 2.34). Отработку столбов производят отдельными камерами с оставлением между ними целиков угля. Крепление, как правило, или полностью отсутствует, или выполняется в минимальном объеме.

Системы разработки полосами по падению представляют собой длинные столбы по простиранию с отработкой выемочного столба полосами шириной до 16—18 м по падению (рис. 2.35). Отработка полос может вестись как с оставлением целиков, так и без оставления целиков между соседними полосами. Для крепления выработанного пространства используется штанговая крепь, а в ряде случаев выемка производится без крепления.

§ 2. Разновидности камерной системы разработки

Камерная система разработки получила широкое распространение в США, Канаде и Австралии.

При камерной системе (рис. 2.36) от главных или панельных штреков проводят вначале так называемые горловины — узкие выработки шириной 2 м и длиной 3—5 м. Далее выработку расширяют до 4—12 м (принятая ширина камер). Очистной забой камеры подвигают до границы шахтного поля, этажа или панели.

Между камерами оставляют междукамерные целики шириной 3—5 м.

При определенном для конкретных горно-геологических условий соотношении ширины камер и целиков полностью исключается или уменьшается объем работ по креплению. Для поддержания кровли в камерах часто применяют штанговую крепь.

Камеры можно проводить перпендикулярно к главным или панельным штрекам или под некоторым углом к ним. Для после-

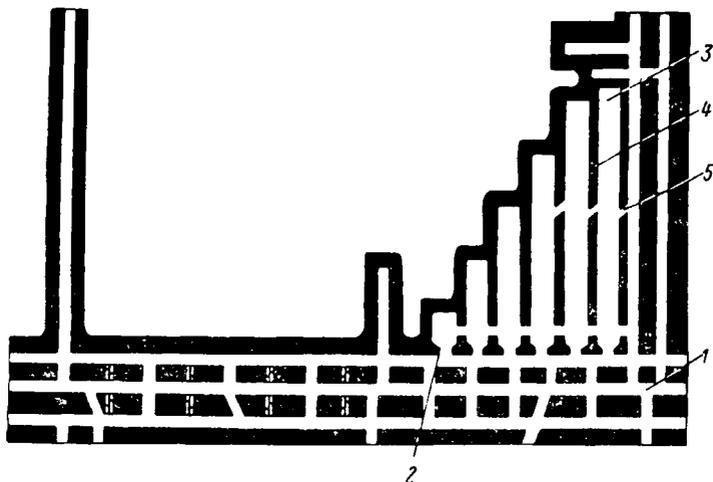


Рис. 2.36. Камерная система разработки:

1 — главный штрек; 2 — горловина; 3 — камера; 4 — междукамерный целик; 5 — вентиляционные сбойки

довательной вентиляции камер их сбивают сбойками. Проветривание камер — обособленное, при помощи вентилятора, установленного на участковом шурфе, а также вентиляторами частичного проветривания.

Уголь в самоходных вагонетках доставляется на сборный участковый штрек и разгружается на ленточный конвейер, которым он транспортируется к панельному штреку для погрузки в вагонетки. Одним из эффективных методов подземной разработки в США считается непрерывная выемка с применением угольных комбайнов.

Комбайны в камерах работают, как правило, при углах падения пластов до 10° . Для крепления комбайновых забоев применяют штанговую крепь.

Вариант камерной системы разработки с расширением камер обратным ходом (рис. 2.37). От выемочных штреков нарезают камеры шириной, в 1,5 раза меньшей предусмотренной проектом. После отработки на полную длину камеру расширяют обратным ходом до проектных размеров.

Недостатки рассмотренного варианта камерной системы разработки — большие потери угля, достигающие 45—50%, и связанная с этим возможность самовозгорания угля.

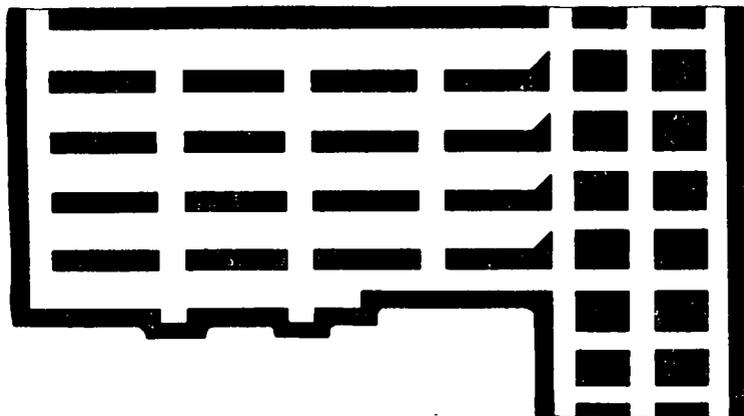


Рис. 2.37. Камерная система разработки с расширением камер обратным ходом

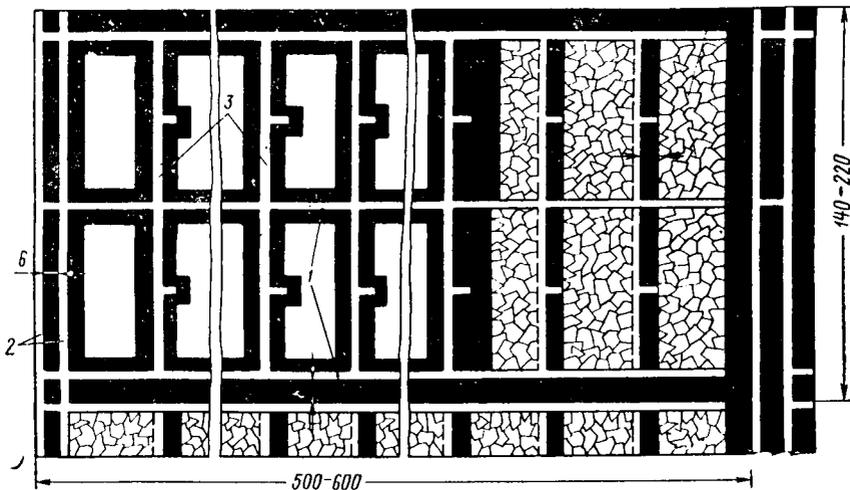


Рис. 2.38. Система разработки камера-лава:

1 — главные штреки; 2 — панельные штреки; 3 — разрезные штреки

На сланцевых шахтах СССР находит применение камерная система разработки камера-лава (рис. 2.38), при которой выемка камер осуществляется вдоль короткой оси камеры (поперечная выемка). Главные штреки и перпендикулярные к ним панельные штреки образуют односторонние панели, отработка которых

производится от ствола к границам шахтного поля. Панели выемочными штреками разбиваются на выемочные участки, расположенные между панельными штреками, перпендикулярно к ним.

Выемочный участок делится на камеры разрезными штреками. Управление основной кровлей в камерах-лавах осуществляется междукамерными целиками; непосредственная кровля поддерживается деревянной крепью. Длина выемочного участка 500—600 м, ширина выемочного участка 140—220 м. Ширина камеры 36 м. Ширина целиков между панельным откаточным и панельным вентиляционным штреками 6 м, между выемочными участками — 8 м, междукамерного целика — 7 м. Уровень потерь по площади при системе разработки камера-лава равен 22%.

Проветривание осуществляется за счет общешахтной депрессии самостоятельной струей: свежая струя поступает по сборному штреку, омывает забой и отводится по бортовым выемочным штрекам.

Преимущество системы камера-лава состоит в расширении фронта работы выемочных машин, совмещении во времени основных производственных процессов, значительном сокращении потерь полезного ископаемого.

В Кузнецком бассейне на мощных крутых пластах применяется камерная система разработки подэтажными штреками. Подготовка участка при системе разработки подэтажными штреками заключается в проведении промежуточных штреков, разделяющих этаж на подэтажи (рис. 2.39). Через каждые 30—50 м по простиранию с промежуточных штреков бурятся скважины и проводятся ходовые печи, разделяющие выемочный участок по падению на отдельные столбы. С ходовых печей на ширину столба проводятся подэтажные штреки.

В зависимости от принятого шага посадки кровли и ширины междукамерного целика с промежуточного штрека на всю высоту подэтажа пробуриваются скважины диаметром не менее 500 мм, по которым проводятся разрезные печи.

Между промежуточным и вышележащим подэтажными штреками проводятся печи, предназначенные для выпуска угля из камеры. Расстояние между печами по простиранию 5—6 м, и размещение их под камерой должно приниматься из условия обеспечения наиболее полного выпуска отбитого угля.

Высота подэтажа принимается из условия разделения этажа на равные части высотой до 40 м с учетом размещения подэтажных штреков в подэтаже на расстоянии 6—8 м друг от друга. Число подэтажей в этаже зависит от его наклонной высоты. Расстояние между верхним (вентиляционным или промежуточным) и нижележащим подэтажным штреком принимают равным 4—5 м исходя из условия эффективного разрушения целика между ними взрывными работами только с подэтажного штрека.

Расстояние между промежуточным (конвейерным) и вышележащим подэтажным штреком принимают в зависимости от устойчивости целика угля, расположенного между ними. До начала очистных работ проведение подготовительных выработок в выемочном столбе должно быть полностью закончено. При мощности пласта свыше 6 м для улучшения условий проветривания и отбойки угля подэтажные штреки и разрезные печи проводятся как

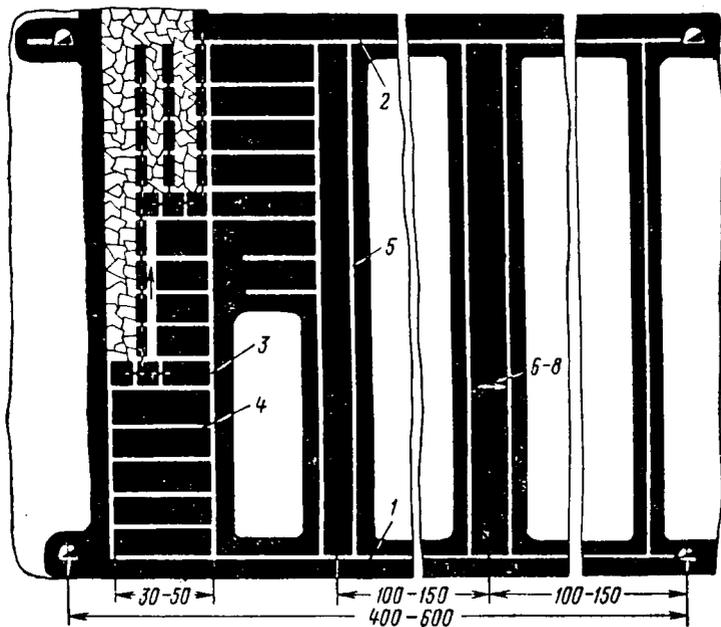


Рис. 2.39. Камерная система разработки подэтажными штреками:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — ходовая печь; 4 — подэтажные штреки; 5 — вентиляционная печь

по лежащему, так и у всякого бока пласта. Отработка подэтажей ведется в нисходящем порядке с опережением вышерасположенного подэтажа не менее чем на 15 м.

Отбойка угля при системе разработки подэтажными штреками производится полосами из подэтажных штреков или путем блокового обрушения. Система подэтажных штреков предусматривает выемку угля без присутствия людей в рабочем пространстве.

Проветривание камер осуществляется за счет общешахтной депрессии. Свежий воздух поступает по ходовой печи, подэтажному штреку, омывает камеру и возвращается по верхнему подэтажному штреку (вентиляционному) к ходовой печи до вентиляционного штрека.

Рассмотренная система разработки характеризуется большими потерями угля и опасностью его самовозгорания, поэтому

обязательным условием для ее применения является профилактическое заиливание выработанного пространства отработанных камер.

Достоинством камерных систем разработки является высокая производительность выемочных участков, так как одновременно могут обрабатываться несколько камер, и простота способа управления горным давлением.

К недостаткам камерных систем разработки относятся высокие потери угля (в некоторых случаях достигающие 50%), опасность эндогенных пожаров, для борьбы с которыми приходится производить закладку или заилровку выработанного пространства, и в ряде случаев сложные условия проветривания забоев очистных и подготовительных выработок.

§ 3. Камерно-столбовая система разработки

Камерно-столбовая система разработки является комбинацией камерных и столбовых систем разработки. Вначале проводят

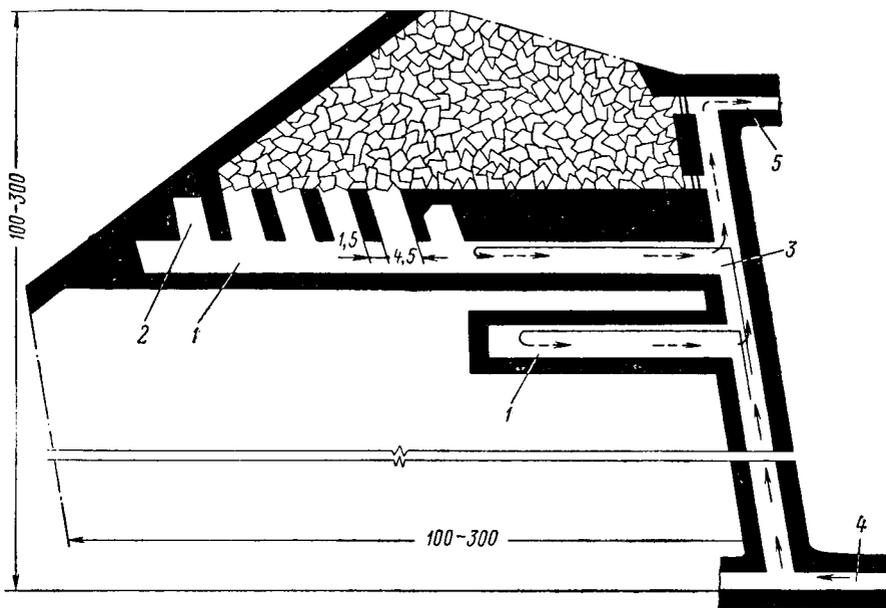


Рис. 2.40. Камерно-столбовая система разработки:

1 — камера; 2 — заходка; 3 — бремсберг; 4 — откатный штрек; 5 — вентиляционный штрек

камеры, которыми нарезают междукамерные столбы, обрабатываемые обратным ходом. В связи с этим при камерно-столбовых системах разработки используются два типа забоев: камеры и заходки (рис. 2.40). Из забоев камер добывают 25—50%, а из заходок, погашающих столбы, 50—75% извлекаемого угля. Целики обычно извлекаются не полностью, но потери при камерно-стол-

бовой системе разработки, как правило, меньше, чем при камерной, и составляют 25—35%, а в отдельных случаях 12—18%.

При камерно-столбовой системе (рис. 2.41), когда ширина камер составляет 4—12 м, ширину междукамерных целиков принимают равной 4—15 м. Проведение камер начинают с горловины. При двустороннем расположении камер длину их принимают равной 80—100 м. Таким образом, камерами нарезают длинные столбы, которые затем вынимают обратным ходом. Столбы вынимают обратным ходом на всю ширину столба или отдельными

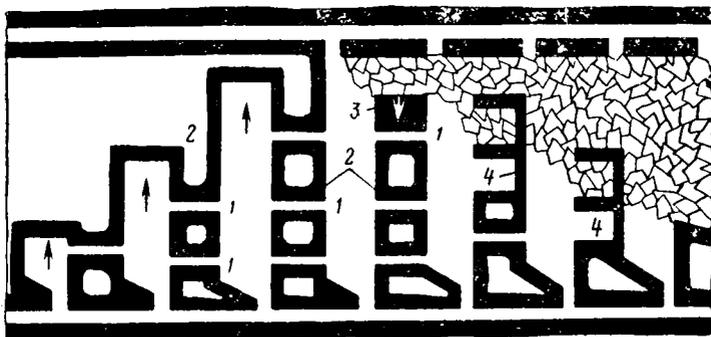


Рис. 2.41. Камерно-столбовая система разработки сланцевых месторождений
1 — камера; 2 — целик; 3 — столб, вынимаемый обратным ходом; 4 — столб, вынимаемый отдельными заходками

заходками. В последнем случае теряется больше полезного ископаемого и не устраняется опасность возникновения эндогенных пожаров.

Уголь в камерах и столбах вынимают буровзрывным и механическим способами. По мере выемки в камерах, со стороны горловины, наращивают конвейер, который используют и при выемке столбов.

Ширину камер подбирают с учетом горного давления. Давление вышележащих горных пород в период выемки камер воспринимают междукамерные целики.

Для устойчивости кровли в период выемки целиков необходимо, чтобы общая линия забоев была прямолинейной.

§ 4. Система разработки короткими столбами

При системе разработки короткими столбами сначала нарезаются длинные столбы по простиранию, затем печами эти столбы разрезаются на длинные столбы по восстанию (см. рис. 2.34) и далее просеками, проводимыми между штреками, длинные столбы по восстанию разбиваются на короткие столбы, имеющие форму, близкую к квадрату со стороной 10—15 м.

Выемку столбов начинают из печей и ведут по направлению к выработанному пространству. Рабочее пространство при этом со всех сторон окружено целиками угля, что дает возможность производить выемку с минимальным объемом работ по креплению. При возникновении усиленного давления и опасности обрушения кровли выемку угля в данном столбе прекращают и переходят к выемке следующего столба. У границы с выработанным пространством приходится оставлять целики угля.

Для облегчения управления кровлей выемку столбов производят так, чтобы общая линия обрушения кровли была расположена диагонально.

Система разработки короткими столбами позволяет упростить работы по управлению кровлей, иметь постоянный фронт очистных работ, осуществить независимое ведение работ в столбах и возможность механизации горных работ.

Недостатками системы являются: большой объем нарезных работ (объем добычи из подготовительных выработок достигает 40—50% общей добычи), трудности проветривания большого количества глухих забоев нарезных выработок.

§ 5. Область применения систем разработки короткими очистными забоями

Камерные и камерно-столбовые системы разработки могут эффективно применяться в первую очередь на пологих пластах угля и горючих сланцев средней мощности, не склонных к самовозгоранию, не опасных по горным ударам, имеющих устойчивые боковые породы и залегающие на сравнительно небольшой глубине. В условиях крутых пластов камерные системы могут применяться только при слоистых породах кровли средней устойчивости.

Системы разработки короткими столбами могут применяться при различной мощности и углах падения пластов, но ограниченной глубине залегания, так как с увеличением глубины разработки необходимо увеличивать размеры коротких столбов, уменьшать ширину камер и заходок. Породы кровли разрабатываемых пластов могут быть легкообрушающимися, не допускающими значительных обнажений.

Глава VI

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ

§ 1. Сущность систем разработки наклонными слоями

Пласты, выемка которых затруднительна сразу на всю мощность, разделяют на отдельные слои. Существует несколько способов расположения слоев: наклонные слои, расположенные параллельно плоскости напластования; поперечно-наклонные

слои, расположенные с наклоном около 30° между висячим и лежащим боками пласта; горизонтальные слои, ограниченные горизонтальными плоскостями.

При слоевой выемке слои в пласте могут отрабатываться в нисходящем (восходящем) или комбинированном порядке. Нисходящий порядок предполагает первоначальную выемку верхнего слоя, а затем нижележащих слоев. При восходящем порядке выемка слоев производится, начиная с нижнего слоя. Выбор того или иного порядка, высоты отдельных слоев зависит от физико-механического состава и свойств вмещающих пород и угля, мощности и угла падения пласта.

В тесной зависимости от принятого порядка выемки слоев находится способ управления горным давлением. Наиболее характерным способом управления горным давлением при слоевой выемке мощных пластов являются полное обрушение или полная закладка. При нисходящем порядке отработки слоев, как правило, принимается полное обрушение пород.

В связи с тем, что процесс слеживания и уплотнения обрушенных пород весьма длительный, для обеспечения безопасных условий при выемке нижерасположенного слоя между ними оставляют пачки угля толщиной 20—30 см и более.

Оставление межслоевой пачки не всегда эффективно с точки зрения возможности возникновения эндогенных пожаров, поэтому для устранения этой опасности, а также улучшения условий управления кровлей, при выемке нижерасположенных слоев на почве всех выпимаемых слоев (кроме последнего) возводится предварительная крепь или настилается металлическая сетка.

При восходящем порядке отработки слоев управление кровлей осуществляется только способом полной закладки выработанного пространства, в результате чего почвой второго и вышерасположенных слоев будет служить закладочный массив. Верхний слой может быть отработан с полным обрушением кровли. Для уменьшения деформации вышерасположенных слоев применяют гидравлическую закладку, обеспечивающую максимальное уплотнение и соответственно минимальную усадку.

Сущность системы разработки наклонными слоями состоит в том, что мощный пласт разделяют на несколько слоев, которые разрабатывают как пласт средней мощности. Отличием является то, что очистные и подготовительные работы во всех слоях находятся в тесной взаимосвязи, в частности должны строго выдерживаться взаимные опережения очистных и подготовительных работ в слоях.

Слои по толщине могут быть равными и неравными. Так, при наличии в пласте породных прослоек, отстоящих друг от друга на 2—4 м, границы слоев приурочивают к этим прослойкам. Учитывается также наличие пачек угля с различными физико-механическими и химическими свойствами угля. Пласт на слои следует делить по границам разнородных пачек.

Во всех случаях пласт разделяют на слои толщиной (мощностью) 2,5—3 м. Такая мощность признана наиболее эффективной. Это утверждение вытекает из следующих инженерных положений. Чем больше мощность слоя, тем меньше слоев в пласте, а следовательно, меньше подготовительных выработок, проводимых для выемки всего пласта. С другой стороны, большая мощность слоя вызывает ряд неудобств, которые влияют на производительность труда и безопасность работы. Так, при большой мощности слоя требуется более сложная и тяжелая крепь (следовательно, увеличивается трудоемкость работ), труднее и сложнее производить выемку угля и управлять кровлей.

Управление кровлей при выемке наклонных слоев может быть двух видов: полное обрушение и полная закладка. П о л н о е о б р у ш е н и е используется только при восходящем порядке отработки слоев, ибо в противном случае, при нисходящем порядке, выемка с обрушением первого нижнего слоя вызовет разрушение вышерасположенной толщи угля, в результате выемка вышележащих слоев становится практически невозможной. Применение же п о л н о й з а к л а д к и делает возможным как восходящий, так и нисходящий порядок выемки наклонных слоев.

Разработка мощных пластов наклонными слоями с закладкой может быть с выемкой слоев длинными очистными забоями (лавами по простиранию) или с выемкой слоев короткими забоями (полосами по простиранию).

Подготовка пласта к выемке при разработке наклонными слоями бывает этажной и панельной, последняя применяется редко и в основном при выемке слоев с обрушением. Этажи могут отрабатываться сразу на всю наклонную высоту или с разделением этажа на подэтажи.

§ 2. Разновидности систем разработки наклонными слоями с обрушением кровли

Возможность разработки мощных пластов наклонными слоями с обрушением в первую очередь определяется физико-механическими свойствами пород непосредственной кровли пласта. Если кровля пласта сложена мягкими, пластичными и легкообрушающимися породами, которые после обрушения быстро и хорошо слеживаются, то такие породы образуют относительно устойчивую и надежную кровлю при выемке второго и последующих слоев. Если же кровля пласта сложена крепкими породами, которые трудно обрушаются, а обрушаясь, образуют блоки и крупные куски и совершенно не слеживаются, выемка второго и последующих слоев под такими породами затрудняется. Удержать от вывалов и обрушений такую искусственную кровлю трудно.

Большое значение при разработке пластов слоями с обрушением кровли имеет период времени, разделяющий работы в пер

вом и во втором слое, а также полнота выемки первого и последующих слоев. Чем больше этот период, тем лучше слеживаются обрушенные породы в верхнем слое.

В зависимости от горно-геологических условий применяется следующие разновидности системы разработки наклонными слоями с обрушением: наклонными слоями без деления этажа на подэтажи и наклонными слоями с делением этажа на подэтажи.

Выемка слоев может производиться или последовательно по принципу слой-пласт, или одновременно с определенным опережением нижних слоев верхними в пределах выемочного поля. При последовательной выемке слоев обеспечивается обособленная выемка каждого слоя вне связи с выемкой соседних слоев.

При одновременной выемке слоев в пределах выемочного поля подготовительные и очистные работы ведутся одновременно в двух-трех слоях с определенным опережением. Такой порядок отработки мощных пластов более распространен. Он позволяет иметь значительный фронт работ и обеспечить высокую нагрузку на пласт.

Величина опережения в слоях зависит от пород кровли и времени слеживания обрушенных пород.

Подготовка пласта при этажном и панельном делении шахтного поля производится одинаково. Только в первом случае этаж в пределах шахтного поля разделяется на выемочные поля. Выемочные поля (панели) могут быть двукрылыми и однокрылыми. Предпочтение отдается однокрылым, потому что при этом очистные работы можно всегда вести от выработанных полей в сторону нетронутого массива. Это позволяет иметь пограничные и противопожарные целики меньших размеров.

Длина выемочного поля на пластах с самовозгорающимися углями должна быть такой, при которой срок его отработки был бы не более срока возможного самовозгорания угля в выработанном пространстве. В противном случае выемочное поле должно быть разделено на участки противопожарными целиками.

Полевые штреки размещают в породах лежащего бока группы мощных пластов. При больших расстояниях между пластами (более 200—300 м) полевые штреки проводят в породах лежащего бока каждого пласта. Как исключение, групповой штрек может быть проведен по одному из самовозгорающихся пластов.

Во всех случаях рекомендуется только обратный порядок отработки выемочных полей. Прямой порядок отработки не рекомендуется даже для пластов, не опасных по самовозгоранию, так как затраты на поддержание основных и вентиляционных выработок в этом случае будут весьма велики; усложняется также и проветривание горных выработок.

Для подготовки выемочного поля в пределах этажа (яруса) проводится ряд основных выработок, отличающихся между собой назначением и сроком службы. Подготовка поля начинается с проведения выработок, которые являются общими для разработки

всех слоев в выемочном поле (панели). Такими выработками являются: этажные бремсберги (скаты) или панельные бремсберги и путевые ходки, этажные (ярусные) откаточные и вентиляционные штреки. Этажные (ярусные) откаточные штреки обычно проводятся у почвы пластов, причем для проветривания в период проведения их соединяют со слоевым штреком первого (верхнего) слоя. Иногда этажные штреки проводят посредине пласта или в породах лежащего бока пласта, т. е. полевыми (рис. 2.42). В этом случае их соединяют через каждые 40—60 м с нижними слоевыми (конвейерными) штреками горизонтальными или наклонными квершлагами (рис. 2.42, а) или гезенками (рис. 2.42, б), на рисунке показана подготовка слоев по схеме лава-этаж.

Вентиляционные штреки обычно размещаются у почвы пласта, часто проводят их спаренно с вентиляционным штреком первого слоя. Вентиляционный штрек может быть и полевым. При полевой подготовке выемочного поля при разработке последующих этажей транспортные штреки и промежуточные квершлагги используются как вентиляционные. Бремсберги с ходками обычно проводятся у почвы пласта. В некоторых случаях ходки размещаются у кровли пласта. Подготовка каждого слоя производится проведением слоевых откаточных и вентиляционных штреков.

Очистные работы в слое производятся так же, как и в лавах пластов с соответствующим углом падения.

При разделении этажа на подэтажи работы ведут обязательно с опережением нижних подэтажей верхними. Опережение между очистными забоями слоев обычно составляет на крутых и наклонных пластах 20—25 м, на пологих 60—80 м и более. Уголь из забоев при любом способе выемки доставляется самотеком или конвейерами до конвейерного штрека, а затем по бремсбергу (скату) на этажный пластовый или полевой штрек.

Управление кровлей в верхнем слое осуществляется полным обрушением, а в последующих слоях — перепуском обрушенных пород. На почве каждого слоя (кроме нижнего) по мере его выемки возводят предварительную крепь, сооружаемую из досок или из облопов и металлической сетки. При работе комплексов предварительная крепь сооружается только из металлической сетки.

Сопряжения лав с вентиляционным штреком во всех слоях усиливают подхватами, а на крутых пластах крепят бортовой крепью.

Проветривание лав осуществляется по следующей схеме. Свежая вентиляционная струя поступает по этажному откаточному штреку, затем через соответствующие наклонные квершлагги или гезенки и конвейерные слоевые штреки поступает в лавы каждого слоя, а из них отводится по вентиляционный штрек.

Для системы разработки наклонными слоями при делении этажа на подэтажи характерно то, что выемочное поле разрабатывается обособленными подэтажами (при панельной подго-

товке — ярусами), равными длине лавы (лава-подэтаж, лава-ярус). В подэтаже (ярусе) развитие горных работ может производиться в одном или одновременно в двух-трех слоях. Большое

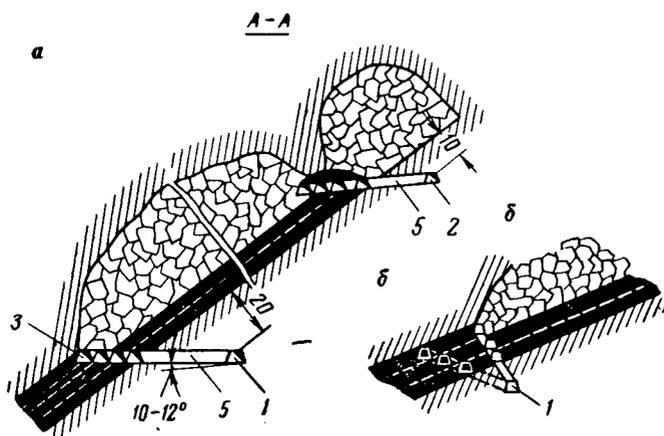
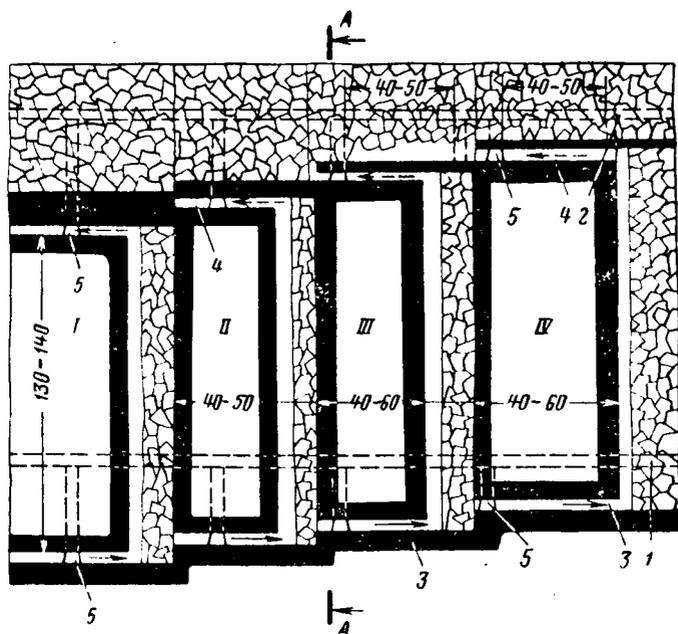


Рис. 2.42. Система разработки наклонными слоями с обрушением кровли: а — с наклонным квершлагом; б — с гезенком; 1 — этажный откаточный штрек (полевой); 2 — вентиляционный (полевой) штрек; 3 — слоевой конвейерный штрек; 4 — слоевой вентиляционный штрек; 5 — наклонный квершлаг

число слоев в работе не допустимо из-за усложнения транспортных и вентиляционных путей. По этой же причине не развивают горные работы в соседних (нижних) подэтажах.

Подготовка поля осуществляется основными откаточными и вентиляционными штреками и бремсбергами. Все эти выработки проводятся спаренными.

Подготовка слоев к очистной выемке осуществляется только в одном подэтаже (ярусе). Подготовка следующего подэтажа может быть начата только после развития очистных работ в первом подэтаже.

Второй и последующие подэтажи должны быть подготовлены и оборудованы за 1—1,5 мес до окончания очистных работ в первом слое предыдущего подэтажа.

При разработке мощных пластов с разделением на слои и управлении кровлей обрушением обязательно выполнение мер по противопожарной профилактике, основными из которых являются изоляция и заиливание отработанных выемочных участков и всего выемочного поля.

Продолжительность отработки каждого выемочного участка не должна быть более 6—8 мес. При больших сроках на границах выемочных участков необходимо оставлять противопожарные целики на всю мощность пласта и производить полную заилровку изолированного участка выемочного поля.

Достоинства системы разработки наклонными слоями с обрушением заключаются в обеспечении возможности значительной концентрации очистных работ на одном пласте при одновременной отработке нескольких слоев.

Недостатками рассмотренных систем являются значительные эксплуатационные потери угля, особенно при небольшой длине очистного забоя, и вызванная ими опасность возникновения эндогенных пожаров.

§ 3. Разновидности системы разработки наклонными слоями с закладкой

Системы разработки с закладкой выработанного пространства имеют те же основные конструктивные элементы, что и при управлении кровлей обрушением. Отличием их является то, что выемка слоев при управлении кровлей закладкой может производиться как в восходящем, так и в нисходящем порядке, причем в слоях могут применяться не только длинные забои (лавы), но и короткие (заходки).

Наиболее распространенным является вариант выемки слоев в восходящем порядке. При таком порядке выемки слоев кровлей слоя является толща угля (породного прослойка), что обеспечивает более надежную и безопасную работу в очистном забое, чем при выемке слоев в нисходящем порядке, при котором кровлей слоя является закладка.

Существуют следующие разновидности систем разработки наклонными слоями с закладкой: система разработки с выемкой

чего бока пласта проводится основной штрек. С основного штрека до вентиляционного горизонта по границам и посередине выемочного поля проводят закладочные печи, которые на вентиляцион-

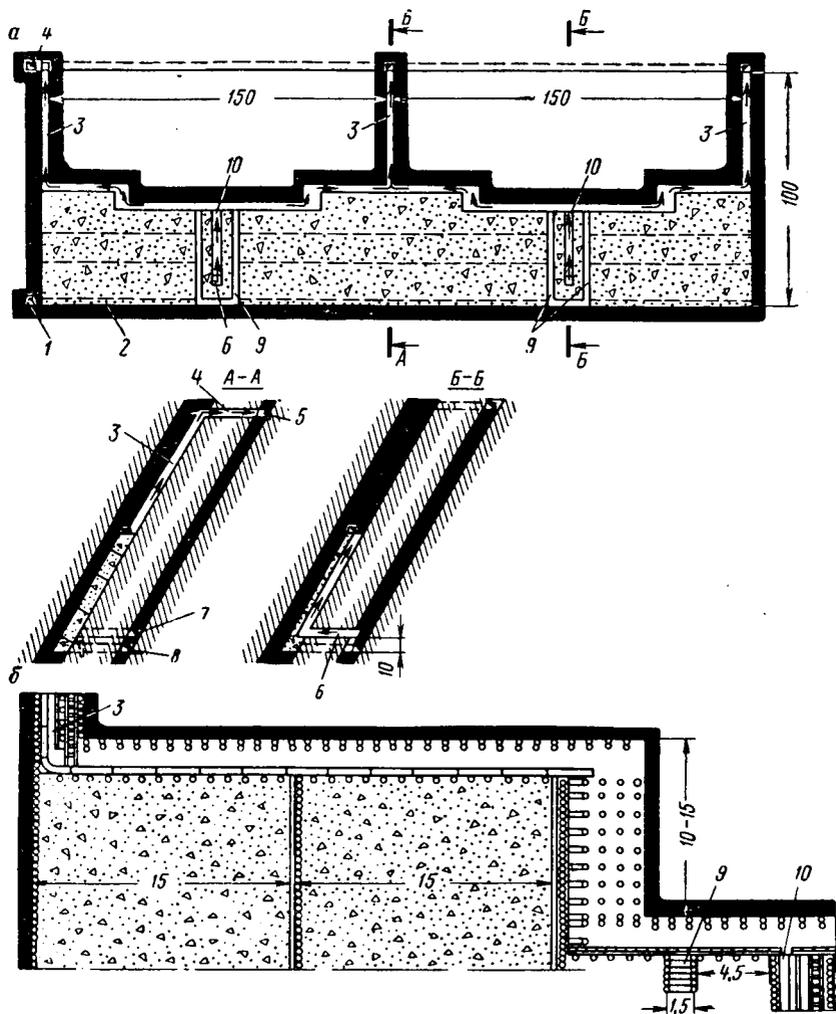


Рис. 2.43. Система разработки наклонными слоями с гидравлической закладкой и выемкой полосами по простиранию:

a — схема отработки выемочного поля; *б* — схема отработки полосы в слое; 1 — промежуточный квершлаг; 2 — основной штрек; 3 — закладочные печи; 4 — вентиляционный квершлаг; 5 — вентиляционный штрек; 6 — короткие транспортные квершлаг; 7 — скатбункер; 8 — откатный штрек; 9 — дренажные печи; 10 — углеспусные печи

ном горизонте соединяются с квершлагами, проведенными с вентиляционного штрека. Выемочное поле разделяется по простиранию на два-три и более выемочных участков длиной по 100—150 м

каждый. Границами выемочных участков являются закладочные печи.

Посередине каждого выемочного участка над основным штреком проводят короткие транспортные квершлагги. Эти квершлагги

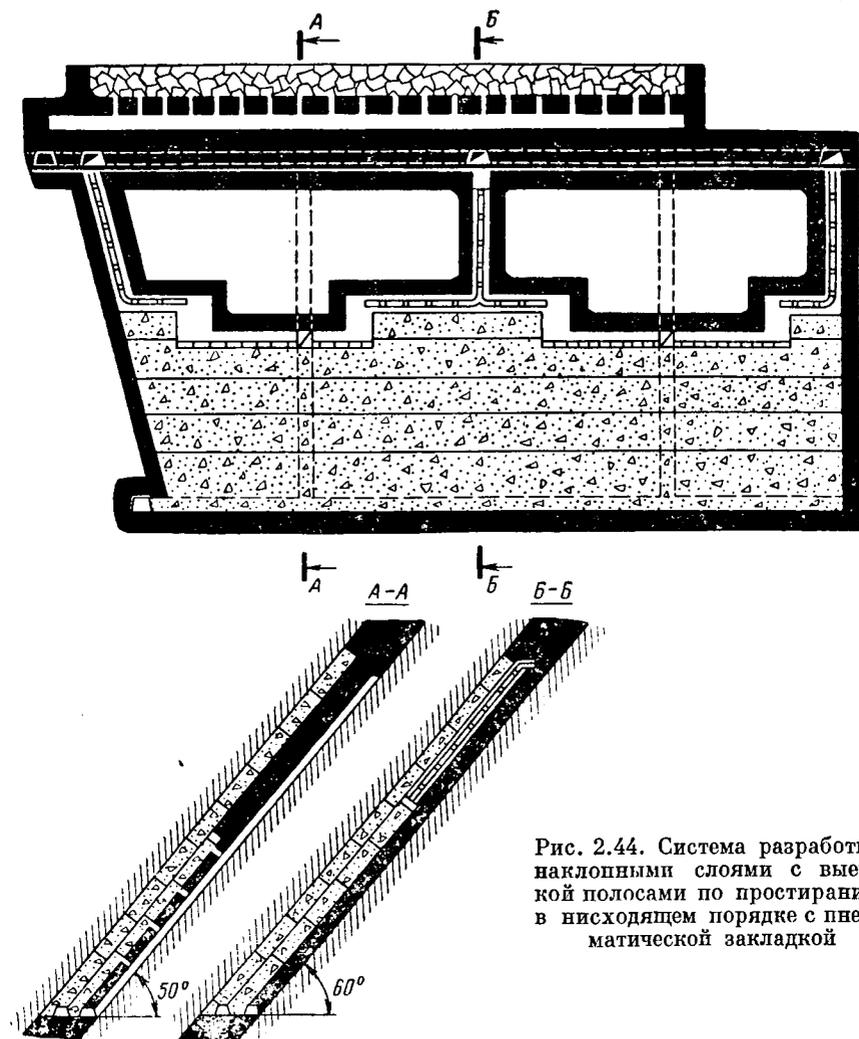


Рис. 2.44. Система разработки наклонными слоями с выемкой полосами по простиранию в нисходящем порядке с пневматической закладкой

у лежачего бока пласта примыкают к углеспускным печам, на другом конце через скаты-бункера соединяются откаточным штреком. Вентиляционный и откаточный штреки могут быть полевыми или пройдены по соседнему пласту.

Эта система разработки получила большое распространение в варианте с гидравлической закладкой. Перед возведением

закладки в первой полосе у лежащего бока пласта по обеим сторонам от выхода квершлага сооружают дренажные печи, предназначенные для управления водой, отходящей при выемке последующих полос. Дренажные печи внизу выходят на основной штрек, и в процессе закладочных работ в каждой следующей полосе они удлиняются на высоту полосы путем возведения крепи. Дренажные печи первой полосы располагают на расстоянии 4—5 м с обеих сторон от углеспускной печи, которая сооружается по мере выемки полосы напротив транспортного квершлага.

Таким образом, подготовка выемочного поля при гидравлической закладке заканчивается сооружением дренажных и водоотливных выработок с предварительной выемкой первой полосы; образуется целая система дренажа воды, состоящая из средств и способов аккумуляции, осветления и удаления воды из подготовительных, очистных и дренажных выработок. В дальнейшем все подготовительные выработки оформляются в процессе очистной выемки и сохраняются в закладке, что является одной из характерных особенностей этой системы разработки.

Выемочное поле разделяется на полосы, ширина которых находится в пределах 10—15 м. Выемка полос в слое производится в восходящем порядке — от основного штрека к вентиляционному. По простиранию поле делится на выемочные участки, работы в которых ведутся независимо.

Очистные работы в каждом выемочном участке начинаются от закладочных печей к углеспускной. В каждом выемочном участке — по два встречных очистных забоя. Очистной забой — это короткая лава типа заходки со всеми ее элементами. Выемка угля может производиться при помощи буровзрывных работ или проходческих комбайнов. К выемке очередной полосы приступают после полной отработки предыдущей. Очистные работы во втором и последующих слоях начинаются только после отработки предыдущего слоя.

Подготовка к выемке второго и любого последующего слоя заключается в проведении на границах выемочных участков закладочных печей, которые на вентиляционном горизонте соединяются с закладочными (вентиляционными) квершлагами. Углеспускные печи могут сооружаться в каждом слое или только в первом слое. В последнем случае углеспускная печь служит для транспортирования угля из всех трех слоев.

При выемке слоев в нисходящем порядке (рис. 2.44) подготовка выемочного поля остается такой же, только углеспускные печи проводятся у лежащего бока пласта сразу на всю высоту этажа. Крепление их производится срубовой крепью на два отделения — углеспускное и ходовое.

Очистная выемка угля в заходках не имеет отличий от предыдущего варианта. Уголь до углеспускной печи транспортируется конвейером, расположенным в искусственном слоевом штреке, который также сооружается в закладке и при выемке полосы

служит как вентиляционный, а при отработке последующей полосы — как конвейерный. Каждый слоевой штрек соединяется с углеспускной печью гезенком. Уголь с конвейерного штрека поступает в гезенк и далее в углеспускное отделение печи. Шаг закладки 6—8 м. Закладка может подаваться в выработанное пространство любым из существующих способов. Лучшим в этом варианте считается пневматический способ. Полосы вынимаются последовательно от основного к вентиляционному штреку.

После отработки первого слоя приступают к выемке следующего слоя в том же порядке. Практика показала, что выемка слоев в нисходящем порядке при разделении их на полосы связана с большими трудностями, чем выемка слоев в восходящем порядке. Поэтому вариант с нисходящим порядком выемки слоев применяется редко.

§ 4. Область применения систем разработки наклонными слоями

Системы разработки мощных пластов применяются в Кузнецком, Карагандинском, Челябинском и Печорском бассейнах, а также на месторождениях Урала и Средней Азии. Наиболее широкое применение эти системы получили в Кузнецком бассейне при разработке мощных, крутых и наклонных пластов Прокопьевско-Киселевского и пологих пластов Томь-Усинского районов Кузбасса. В Кузнецком бассейне применяются в той или иной мере все из рассмотренных в предыдущих параграфах системы разработки мощных пластов. В Карагандинском, Печорском бассейнах и на месторождениях Урала и Средней Азии применяются в основном системы разработки наклонными слоями.

Областью применения системы разработки наклонными слоями с обрушением кровли являются мощные пологие и наклонные пласты без существенной тектонической нарушенности. Применение этой системы разработки на наклонных и крутых пластах ограничено условиями управления кровлей и отсутствием средств механизации основных производственных процессов.

Системы разработки наклонными слоями с выемкой лавами с закладкой применяются в различных горно-геологических условиях при выдержанной мощности пластов и незначительном изменении угла падения. Наибольший эффект достигается при ее применении на пологих пластах. Вариант системы разработки наклонными слоями с выемкой полосами по простиранию наиболее распространен на наклонных и крутых пластах.

Система разработки наклонными слоями с закладкой выработанного пространства из-за отсутствия средств комплексной механизации имеет низкие технико-экономические показатели. Результаты выполненных в последние годы проектно-конструкторских и экспериментальных работ позволяют надеяться, что создание необходимых средств комплексной механизации существенно

повысит эффективность систем разработки с закладкой выработанного пространства, являющихся наиболее приемлемыми с точки зрения горно-геологических и горнотехнических условий разработки мощных пластов.

Глава VII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОПЕРЕЧНО-НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ

§ 1. Сущность системы разработки поперечно-наклонными слоями

Сущностью системы разработки мощных пластов поперечно-наклонными слоями является разделение пласта на слои толщиной 2—3 м, располагаемые под углом 30—40° по отношению к горизонтальной плоскости с наклоном к лежащему боку пласта.

Слои могут обрабатываться в восходящем (нисходящем) порядке. При отработке в восходящем порядке управление кровлей осуществляется только закладкой выработанного пространства. Отработка слоев в нисходящем порядке позволяет применять наряду с закладкой и полное обрушение кровли. Длина очистного забоя в этой системе разработки ограничивается мощностью пласта. При разработке поперечно-наклонными слоями применяют этапную подготовку. Выемочные поля бывают, как правило, двусторонние с размером крыла до 200 м.

§ 2. Разновидности системы разработки поперечно-наклонными слоями с закладкой

Системы разработки поперечно-наклонными слоями представлены двумя вариантами, отличающимися способом управления кровлей: полным обрушением и полной закладкой. В связи с тем, что первый вариант применяется крайне редко, ограничимся рассмотрением системы разработки поперечно-наклонными слоями с закладкой.

С группового или концентрационного штрека (рис. 2.45) выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом, от которого на всю длину поля проводят основной штрек. Одновременно с группового штрека к середине выемочных участков проводят транспортные квершлагы, располагаемые на 5—6 м выше основного штрека. При гидравлической закладке основной штрек переоборудуют в водосборник. Поэтому групповой (полевой) штрек соединяется сбойкой-бункером с транспортным квершлагом. Квершлаг проводят с уклоном в сторону разрабатываемого пласта для стока воды к водосборнику. При развитии очистных работ водосборник соединяют с конвейерным слоевым штреком дренажными печами, сооружаемыми в закладке.

С основного штрека на границах и в середине выемочного поля у всячего бока пласта проводят скаты, которыми поле разделяется

на выемочные участки. Эти скаты являются закладочными и вентиляционными, в этих целях они соединяются с вентиляционными квершлагами, по которым будет подаваться закладка. В середине каждого выемочного участка от начала транспортного квершлага по мере выемки слоев у лежащего бока пласта сооружают в закладке углеспускные печи (скаты).

Очистные работы ведутся во всех очистных забоях выемочных участков, которых может быть не менее двух и не более четырех. В каждом выемочном участке по два забоя. Каждая пара очистных

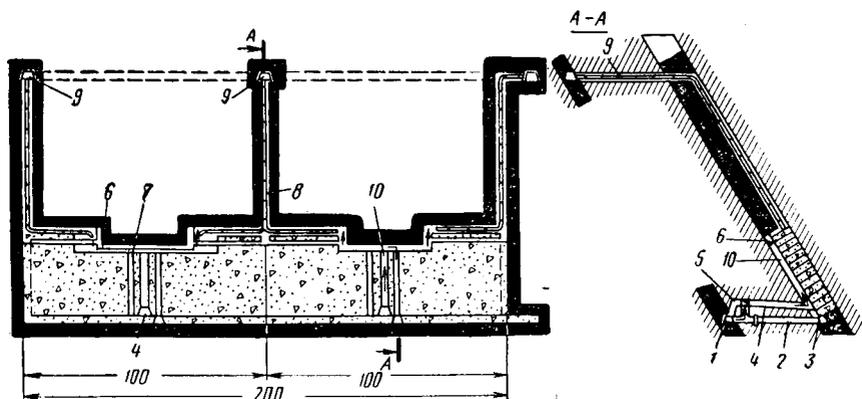


Рис. 2.45. Система разработки поперечно-наклонными слоями с гидравлической закладкой:

1 — групповой штрек; 2 — промежуточный квершлаг; 3 — основной штрек; 4 — транспортный квершлаг; 5 — сбойка-бункер; 6 — конвейерный слоевой штрек; 7 — дренажные печи; 8 — скаты; 9 — вентиляционный квершлаг; 10 — углеспускные печи

забоев подвигается от фланговых печей к центральной углеспускной печи. Так как эта система разработки применяется только на крутых мощных пластах, слои, следовательно, и очистные забои располагаются под углом $30-40^\circ$ к почве пласта.

Выемка угля производится при помощи буровзрывных работ. Отбитый уголь транспортируется вдоль забоя самотеком по почве слоя или по неподвижным решёткам на скребковый конвейер, установленный в слоевом штреке, искусственно сооруженном ниже почвы слоя.

Подготовка забоя к закладке заключается в сооружении в верхней и нижней частях очистного забоя искусственных слоевых штреков — транспортного и вентиляционного и ограждении призабойного пространства от выработанного (рис. 2.46). Для обеспечения проветривания очистного забоя под кровлей пласта на закладке сооружается вентиляционный штрек.

Сооружение искусственных слоевых штреков производится после выемки каждой заходки перед подготовкой ее к приему закладки. После сооружения штреков в него с вентиляционного штрека подается закладочный материал. Способ возведения

закладки может быть любым из существующих, однако лучшим признак гидравлический.

Система разработки поперечно-наклонными слоями с закладкой обеспечивает: небольшое сдвижение кровли пласта (10—12% его мощности), что позволяет применять эту систему при разработке пластов под охраняемыми объектами; незначительные потери угля в недрах (8—10%); высокую концентрацию очистных работ в выемочном поле, где может одновременно работать до

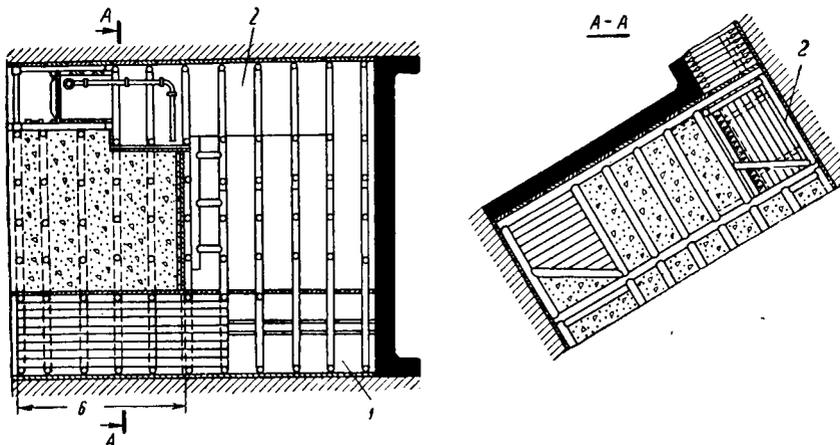


Рис. 2.46. Очистные работы в поперечно-наклонном слое:

1 — слоевой транспортный штрек; 2 — слоевой вентиляционный штрек

10 очистных забоев; хорошие условия для противопожарной профилактики.

Недостатками системы являются: большой объем тяжелых ручных работ по выемке, креплению и погрузке угля; возможность движения угольного массива в граничной зоне очистного забоя; незначительные темпы отработки полей.

Системы разработки поперечно-наклонными слоями из-за ряда недостатков имеют крайне ограниченное применение и применяются в основном в тех условиях, где имеются возможности для работы с закладкой высокой плотности, причем лишь на ненарушенных пластах мощностью от 4 до 6,5 м с углом падения более 55° и весьма устойчивыми боковыми породами.

Глава VIII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ

§ 1. Сущность систем разработки горизонтальными слоями

Сущность систем разработки горизонтальными слоями состоит в том, что пласт, залегающий под углом не менее 30° , разделяют на горизонтальные слои толщиной 3,0—3,5 м, которые разрабатываются в нисходящем (восходящем) порядке. Порядок выемки слоев определяется крепостью угля, составом боковых пород и способом управления кровлей. Возможна как одновременная, так и последовательная выемка слоев.

Управление кровлей может быть двух видов: полная закладка, полное обрушение. Полное обрушение применяется только при нисходящем порядке выемки слоев. При этом способе управления кровлей очистной забой может располагаться по простиранию пласта, вкрест простирания и диагонально.

При разработке мощных пластов горизонтальными слоями применяется только этажный способ подготовки. Возможно разделение этажа на подэтажи, которое применяется при управлении кровлей закладкой. Тогда выемка слоев в подэтажах может осуществляться в любом порядке, а разработка подэтажей — только в нисходящем порядке. Вертикальная высота этажа может быть от 20 до 100 м, подэтажа — от 10 до 30 м.

Выемочные поля могут быть односторонними или двусторонними, предпочтение отдается односторонним, так как при двусторонних полях на их общей границе развивается чрезмерно высокое горное давление. Длина однокрылого выемочного поля 150—200 м, двукрылого 300—500 м.

§ 2. Разновидности системы разработки горизонтальными слоями с обрушением кровли

Подготовка выемочных полей начинается, как правило, от промежуточных квершлагов, которые проводят на откаточном и вентиляционном горизонтах. При разработке первого этажа и неглубоком залегании пластов (до 30—40 м) вместо вентиляционного квершлага может быть пройден шурф.

Подготовка выемочного поля при системе разработки горизонтальными слоями с обрушением (рис. 2.47) заключается в проведении от квершлага основного штрека и спаренного с ним параллельного штрека, вентиляционного штрека, скатов — двух у ближней границы и одного у дальней границы поля.

После проведения этих выработок через 50—60 м по простиранию у лежачего бока пласта проводятся парные скаты, которыми выемочное поле разделяется на выемочные участки. Выемочные участки разрабатываются поочередно от границы поля к квершлагу.

Подготовка выемочных участков состоит в проведении слоевых штреков от скатов к дальней границе поля. В зависимости от мощности пласта в каждом слое проводится один или два слоевых штрека. При мощности пласта 4,5—8 м проводится один слоевой штрек и при мощности пласта более 8 м проводятся два слоевых штрека. При такой мощности пласта парные скаты могут быть проведены у боковых пород один против другого.

При подготовке слоя одним слоевым штреком их размещают в слоях в шахматном порядке — в одном слое ближе к висячему,

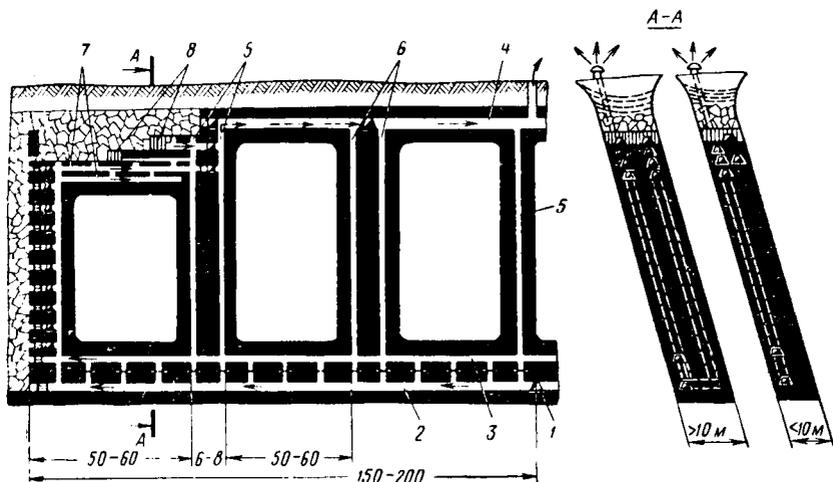


Рис. 2.47. Система разработки горизонтальными слоями в нисходящем порядке с обрушением:

1 — ввершлаг; 2 — основной штрек; 3 — параллельный штрек; 4 — вентиляционный штрек; 5 — скаты; 6 — парные скаты; 7 — слоевой штрек; 8 — очистной забой

во втором ближе к лежащему боку и т. д. Такое расположение слоевых штреков предохраняет их от взрывных работ при проведении слоевых штреков в нижнем соседнем слое. При проведении двух слоевых штреков их располагают у висячего и лежащего боков пласта.

Очистные работы в выемочном участке ведутся от границы поля к скатам. Началу работ предшествует проведение у дальней границы поля (участка) орта, от которого открывается очистной забой; оборудуемый конвейером и средствами для производства буровых работ. Одновременно в каждом выемочном участке или поле может разрабатываться не более двух слоев с обязательным опережением очистного забоя верхнего слоя относительно забоя нижнего на два-три шага обрушения. Очистную выемку осуществляют, как правило, буровзрывным способом. После отработки выемочного участка его изолируют, а при разработке пластов, опасных по самовозгоранию, подвергают профилактическому заливанию.

§ 3. Разновидности системы разработки горизонтальными слоями с закладкой

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой может применяться в двух вариантах — с расположением очистного забоя вкрест простирания и по простиранию пласта. В обоих вариантах может быть принят восходящий (нисходящий) порядок выемки слоев. Более распространен нисходящий порядок разработки. Восходящий порядок выемки слоев возможен только при применении гидравлической закладки. В обоих вариантах

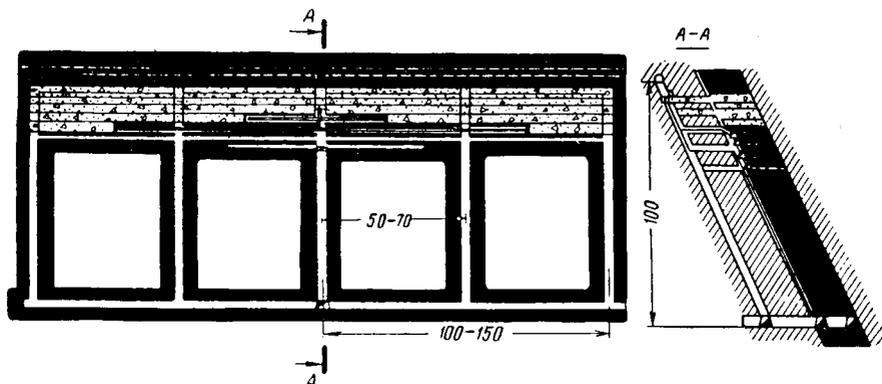


Рис. 2.48. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

этаж не делят на подэтажи. Выемочное поле может быть двустороннее и одностороннее. Длина одностороннего поля принимается 150—200 м, двустороннего — 300 м.

Подготовку выемочного поля осуществляют чаще с промежуточных квершлагах, проводимых от групповых штреков. Однокрылое выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом на откаточном горизонте на границе выемочного поля, двукрылое — в середине выемочного поля. Вентиляционный (закладочный) квершлаг проводят против соответствующих транспортных квершлагах (рис. 2.48). В обоих вариантах на пластах мощностью более 8 м на откаточном горизонте от промежуточного квершлага у лежачего и висячего боков пласта проводят штреки — один откаточный, второй вентиляционный. Откаточный штрек проводят совместно с параллельным штреком у лежачего бока пласта. Параллельный штрек расположен на 4—5 м выше откаточного.

На вентиляционном горизонте от соответствующего вентиляционного (закладочного) квершлага проводят, в свою очередь, один или два штрека — один у висячего, второй у лежачего бока пласта. Штрек у висячего бока пласта предназначен для доставки по нему угля из очистного забоя, а штрек у лежачего бока пласта — для доставки в очистные забои лесных и закладочных материалов.

Посредине выемочного поля по оси вентиляционного квершлага от откаточного и до вентиляционного горизонта проводят печи-скаты у висячего и лежачего боков пласта. Скат у висячего бока пласта служит для доставки угля на основной штрек. Он имеет два отделения — ходовое и углеспускное, которое оборудуется углеспускными трубами. В нижней части ската делают бункер.

У лежачего бока пласта проводят скат, а от него слоевые штреки. В этой же плоскости в породах лежачего бока пласта или по одному из сближенных пластов проводят закладочный — вентиляционный скат, который соединяется на откаточном горизонте с основным (полевым), а на вентиляционном горизонте с вентиляционными штреками. Закладочный скат через слой, т. е. через 6—7 м, соединяют короткими квершлагами со скатом, проведенным у лежачего бока пласта. На флангах выемочного поля проводят скаты, соединяющие основной штрек с вентиляционным.

Мощность каждого слоя принимается равной 3—3,5 м. Выемку слоев начинают одновременно в обоих крыльях поля. В каждом крыле одновременно находится в работе один или два очистных забоя. При паличии в крыле поля двух очистных забоев опережение верхнего по отношению к последующему нижнему забою составляет 15—20 м.

Очистной забой открывают из разрезного орта, пройденного по нормали к боковым породам. Выемочные работы ведут буровзрывным способом. Забойным конвейером уголь подается на конвейер, установленный в слоевом штреке, проведенном у висячего бока пласта, и по нему к углеспускному скату.

Закладка может возводиться пневматическим или гидравлическим способом. После возведения закладки очистные работы возобновляются.

Улучшенной конструкцией этой системы разработки является вариант с расположением забоя по простиранию пласта. В этом варианте (рис. 2.49) выемочное поле готовится примерно так же, как и в предыдущем. Только два закладочных ската (по одному в крыле) проводят в середине выемочного поля (крыла) в породах лежачего бока или по сближенному пласту. На флангах и посредине выемочного поля у висячего бока пласта проводят вентиляционные скаты (печи), а у лежачего бока пласта — углеспускные скаты.

Очистную выемку начинают от слоевого штрека, пройденного у лежачего бока пласта. Он превращается в резервную выработку (рис. 2.49, е), которая вдоль лежачего бока углубляется на 1 м для сооружения вентиляционного канала. Очистные работы в слое производятся буровзрывным способом с взрывонавалкой угля на забойный конвейер. Отбитый уголь этим конвейером доставляется на конвейер орта, сохраняемого в закладочном массиве слоя, и затем — в углеспускной скат. Призабойное пространство

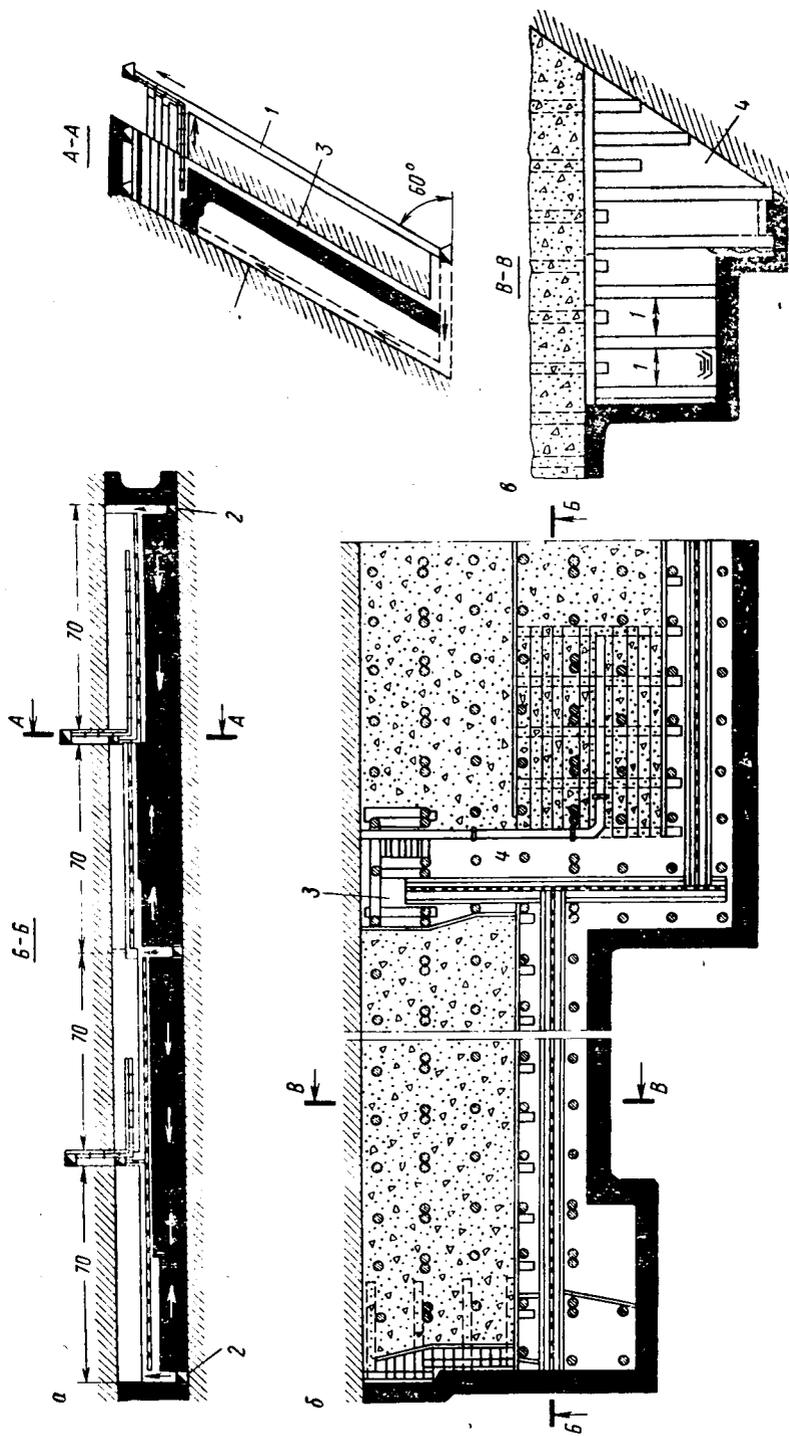


Рис. 2.49. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и расположением забоя по пространству:
 а — общий вид системы; б — очистной забой в плане; 6 — начальное положение лавы; 1 — закладочный скат; 2 — вентиляционный скат;
 3 — углеспускные скаты; 4 — конвейерный орг

крепят стойками, устанавливаемыми непосредственно на настил предварительной крепи.

В каждом крыле работает по два очистных забоя. Организацией работ предусматривается определенный порядок работ, при котором в одном крыле производится выемка угля, а в другом — закладка выработанного пространства. Очистные забой в каждом крыле проветриваются обособленно. Свежая струя воздуха поступает с основного штрека в вентиляционную печь и по вентиляционному каналу в очистной забой. Путь исходящей струи из очистного забоя: центральный орт — закладочный квершлаг — закладочный скат — вентиляционный горизонт.

§ 4. Область применения системы разработки горизонтальными слоями

Система разработки горизонтальными слоями применяется на наклонных и крутых пластах мощностью более 4,5 м при любой крепости угля, газоопасности и устойчивости боковых пород. Применение системы возможно в ограниченном объеме при разработке участков мощных пластов с тектоническими нарушениями, переменным залеганием, отработки целиков по проекту, утвержденному главным инженером производственного объединения и согласованному с органами Госгортехнадзора.

Г л а в а IX

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПРИНУДИТЕЛЬНЫМ ОБРУШЕНИЕМ И ВЫПУСКОМ УГЛЯ

§ 1. Сущность систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля под гибким перекрытием

Выемка мощных пластов с принудительным обрушением имеет ряд специфических особенностей, в силу которых системы разработки с принудительным обрушением и выпуском угля отнесены в особую группу.

Сущность таких систем заключается в том, что мощный пласт делится на два неравных по мощности наклонных слоя, причем верхний слой толщиной не более 2 м используется для монтажа гибкого перекрытия, под защитой которого производится выемка нижнего слоя.

Системы разработки с принудительным обрушением и выпуском угля применяются как при панельной, так и этажной подготовке. При этажной подготовке этаж делится на подэтажи, которые в пределах выемочного поля отрабатываются в нисходящем порядке обратным ходом.

Различают три модификации систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля под гибким перекрытием:

система разработки подэтажным обрушением;

система разработки столбами по падению;

система разработки с гибким перекрытием и комплексами КТУ.

Управление горным давлением при всех вариантах описываемых систем разработки осуществляется полным обрушением и перепуском обрушенных пород с горизонта на горизонт.

Во всех системах разработки с гибким перекрытием общей конструктивной частью является первый слой, в котором производится монтаж гибкого перекрытия. Отработка этого слоя независимо от угла падения производится с применением системы разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля комбайнами или буровзрывным способом.

Так как конструктивные основы первого слоя в этих системах разработки имеют некоторые свои особенности, они рассматриваются в каждой системе разработки самостоятельно.

§ 2. Разновидности систем разработки с подэтажным обрушением

Система разработки с подэтажной отбойкой (рис. 2.50). Сущность системы заключается в следующем. Мощный пласт угля делится на два наклонных слоя — верхний (монтажный) слой мощностью 1,2—1,7 м у кровли пласта и нижний слой, включающий остальную толщину. Монтажный слой обрабатывается длинными столбами по простиранию с обрушением кровли и без оставления целиков угля в пределах выемочного блока. По мере его разработки на почве монтируется гибкое перекрытие, под которым с отставанием на длину поля или на половину его обрабатывается нижний слой.

Установившаяся высота этажа для этих условий 80—100 м. Этаж обрабатывается односторонними выемочными полями длиной 200 м и реже двусторонними длиной 400—500 м. Выемочные поля вскрываются промежуточными квершлагами от групповых штреков в зависимости от принятой схемы вскрытия и подготовки шахтного поля в этаже.

Подготовка выемочного поля к очистной выемке состоит из двух этапов: подготовки монтажного слоя и подготовки нижнего основного слоя. Верхний слой (рис. 2.50, а) подготовлен для выемки двумя подэтажами. При наклонной длине этажа менее 50 м этаж в пределах верхнего слоя может обрабатываться одной лавой без деления на подэтажи. Подготовку к выемке нижнего слоя (рис. 2.50, б) при мощности пласта более 7 м начинают после окончания очистных и монтажных работ в первом слое. Подготовка заключается в проведении промежуточных печей через каждые 50 м по простиранию у лежачего бока пласта на всю длину этажа. Эти печи имеют два отделения — углепускное и ходовое. Углепускное отделение используется для спуска угля и доставки материалов, а ходовое для передвижения людей и вентиляции.

Кроме того, проводятся подэтажные штреки у лежачего бока и подэтажные штреки — «проходы» у кровли слоя под гибким металлическим перекрытием, уложенным ранее при отработке верхнего монтажного слоя. Соответствующие подэтажные штреки

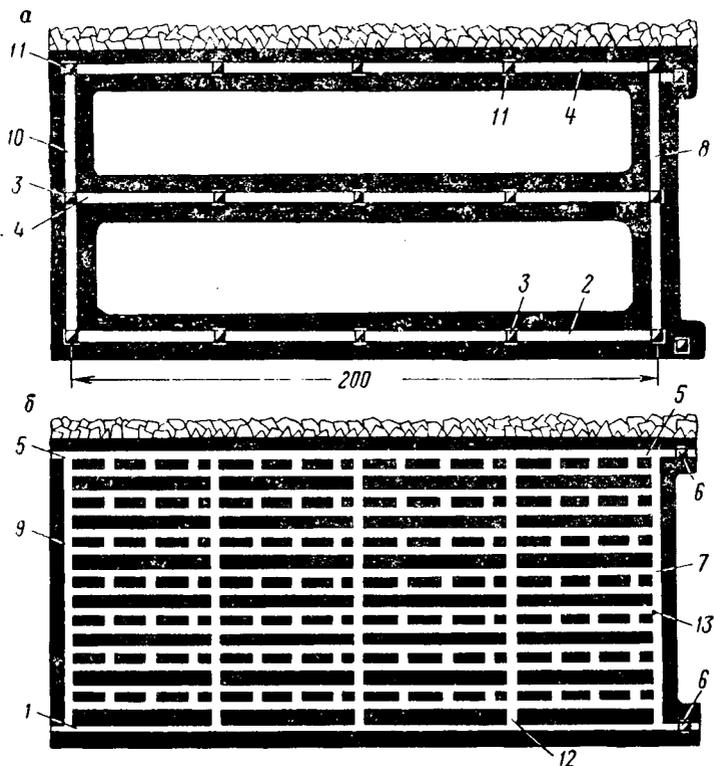


Рис. 2.50. Комбинированная система разработки подэтажами с гибким перекрытием:

a — верхний слой; *б* — нижний слой; 1 — этапный штрек; 2 — конвейерный штрек; 3 — наклонный орт; 4 — вентиляционный слоевой штрек верхнего слоя; 5 — вентиляционный слоевой штрек нижнего слоя; 6 — квершлаг; 7 — печь у лежачего бока; 8 — печь у висячего бока; 9, 10 — печи у лежачего и висячего боков на границе выемочного поля; 11 — наклонный орт; 12 — промежуточная печь; 13 — подэтажный штрек

и проходы располагаются в плоскости, наклоненной под углом 25—30° к горизонту, и сбиваются через каждые 7—8 м. Подэтажные штреки, проводимые у лежачего бока, также соединяются между собой сбойками.

Подэтажными штреками ограничиваются подэтажи наклонной длиной 12—15 м. Эти штреки и проходы у перекрытия являются основным рабочим местом при выемке угля в нижнем слое, так как обустройство забоя нижнего слоя производится в основном из них и в незначительном объеме из наклонных ортов и печей.

Подготовка нижнего слоя на пластах мощностью менее 7 м отличается от вышеописанной схемы подготовки тем, что проводятся только подэтажные штреки, а орты и проходы под гибким перекрытием не проводятся.

После проведения комплекса подготовительных выработок и монтажа необходимого оборудования, обеспечивающих подготовку к выемке первого слоя, приступают к очистным и монтажным работам в этом слое.

Очистные забои в нижнем слое проветриваются по следующей схеме. Свежий воздух с откаточного этажного штрека и из печи поступает на нижний штрек рабочего подэтажа. Далее по штреку, орту и проходу под перекрытием воздух подводится в очистной забой. Омыв забой, воздух по верхнему проходу у перекрытия и орту поступает в верхний штрек рабочего подэтажа, по которому исходящая струя воздуха отводится к вентиляционной печи, по печи и вентиляционному штреку отработанный воздух отводится к шурфу или к вентиляционному квершлагу.

Система разработки обеспечивает: простоту и безопасность работ во втором слое без нахождения рабочих в очистном забое, отсутствие тяжелого и трудоемкого процесса крепления выработанного пространства. Вместе с тем недостатками системы являются значительная трудоемкость монтажных работ, большой объем подготовительных работ, сложная сеть горных выработок, затрудняющая транспортирование и проветривание.

§ 3. Разновидности системы разработки столбами по падению под гибким перекрытием

Система разработки столбами по падению хотя и считается вариантом системы разработки с гибким перекрытием, но имеет совершенно самостоятельное значение в силу существенного отличия ее основных конструктивных элементов. Сущность ее заключается в следующем (рис. 2.51). Пласт мощностью более 5—6 м, наклонный (более 30°) или крутой (не более 60°) разделяется на два неравных наклонных слоя. Верхний слой принимается толщиной 1,5—1,8 м, нижний — толщиной на всю оставшуюся мощность. Верхний слой является монтажным и очистным — в нем применяется система разработки длинными столбами по простиранию; по мере выемки первого слоя на почве лавы настилается гибкое перекрытие. Отработка второго слоя ведется под защитой этого гибкого перекрытия.

Подготовка выемочного поля под эту систему разработки ведется аналогично системе разработки с использованием щитов. Разница имеется в подготовке верхнего слоя. В верхнем слое подготовительные выработки проводят для отработки длинными столбами по простиранию.

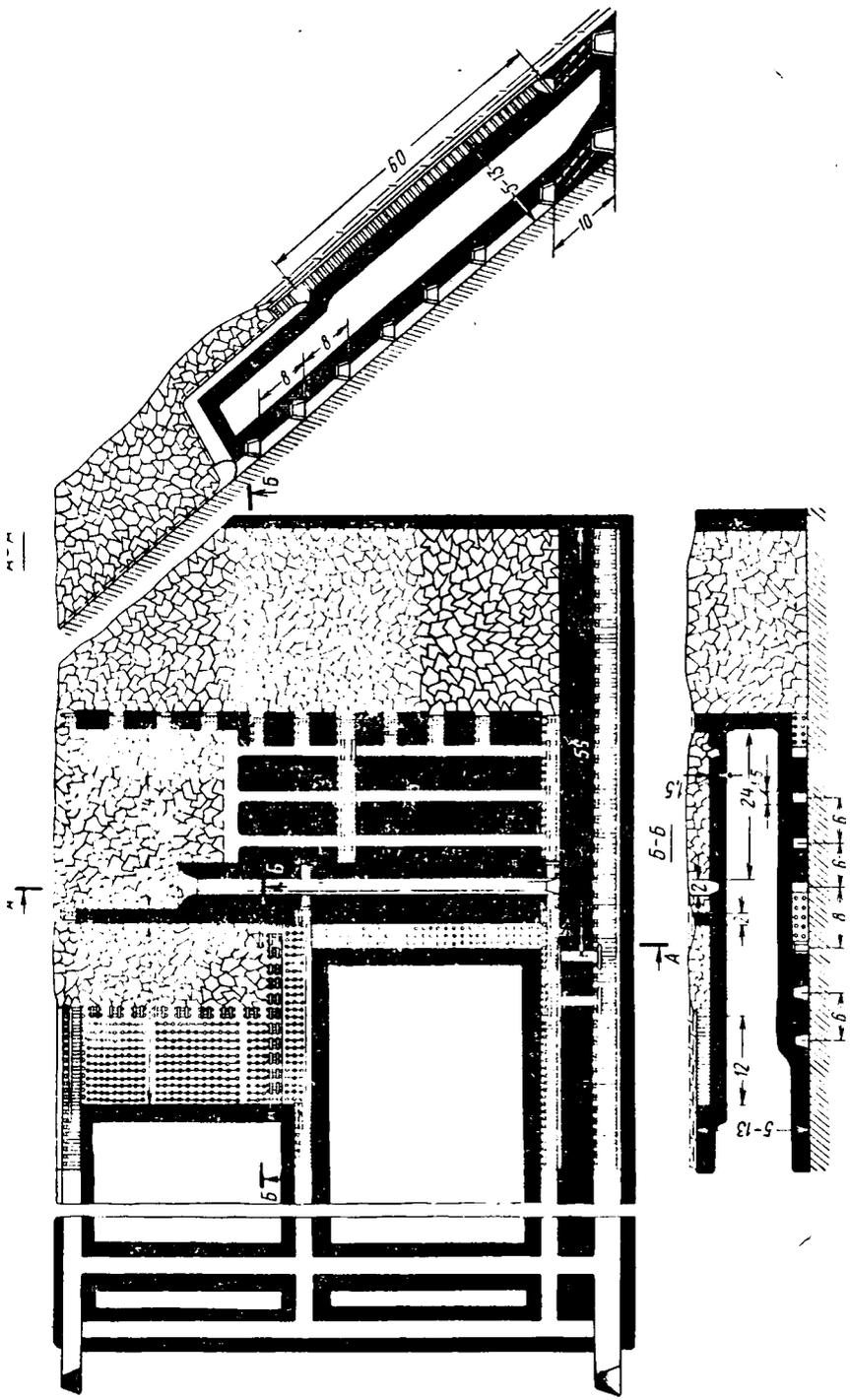


Рис. 2.51. Система разработки с гибким перекрытием столбами по падению

В выемочном поле вскрытого мощного пласта проводят два парных разрезных ската, а от них — транспортный и вентиляционный штреки в обоих слоях. При этом транспортные штреки проводят спаренно с параллельными штреками, а вентиляционные — как два спаренных штрека. В первом слое проводят один, реже два подэтажных штрека, которые являются конвейерными штреками для верхних лав.

Подэтажные штреки в первом слое располагаются непосредственно под кровлей пласта. В период проведения они соединяются через 50 м между собой или с вентиляционными штреками вентиляционными сбойками. На дальней границе проводят разрезную печь, от которой будут начинаться очистные и монтажные работы в первом слое.

Пограничная печь может быть пройдена одна или спаренно с другой печью этого или второго слоя.

Подготовка второго слоя разделена на два этапа. В первый этап проводят подготовительные выработки, оконтуривающие выемочное поле в целом. К этим выработкам относятся основной транспортный, первый параллельный и вентиляционный штреки, разрезные скаты и пограничный скат. Все эти выработки проводят до начала очистных работ в первом слое.

Второй этап проведения выработок начинается после отработки первого слоя и монтажа гибкого перекрытия на длину поля по простиранию, равную не менее ширины вынимаемого столба второго слоя, которая обычно составляет 24—30 м. В этот период проведение подготовительных выработок в выемочном поле сводится к подготовке столба к выемке. Подготовка его аналогична подготовке щитового столба.

При мощности пласта более 9—10 м проводят два ряда углеспускных печей. Второй ряд печей проводят примерно в середине слоя. Углеспускные печи соединяются между собой через каждые 8—10 м сбойками, а при наличии второго ряда печей они соединяются между собой и ортами.

Такая сеть подготовительных выработок облегчает производство очистных работ и способствует лучшему управлению гибким перекрытием. Вместе с тем большой объем подготовительных выработок является серьезным недостатком — проведение их требует больших затрат и много времени.

Очистные и монтажные работы в первом слое выполняются аналогично системе разработки с подэтажным обрушением. Очистные работы во втором слое ведутся по аналогии с очистными работами под щитом. При производстве монтажных работ в первом слое второй слой ограждается от обрушенных пород гибким перекрытием со стороны кровли и потолочины (по мощности пласта). Таким образом, выемка второго слоя производится столбами по падению под защитой перекрытия.

В условиях пологих мощных пластов система разработки с гибким перекрытием столбами по падению получила конструк-

тивное изменение, связанное с применением механизированной щитовой крепи во втором слое. Эта крепь позволяет второй слой разрабатывать как бы в два слоя: нижний — у почвы пласта толщиной до 3,5 м под защитой щитовой крепи и средний — с помощью буровзрывных работ под защитой гибкого перекрытия. Сущность данного варианта системы разработки заключается в следующем.

Пологий пласт мощностью более 6—7 м разделяют на два наклонных слоя. Верхний слой мощностью 1,5—2 м отрабатывают лавами по простиранию.

В процессе выемки верхнего слоя на почву слоя укладывают гибкое металлическое перекрытие. Обработку оставшейся толщи пласта ведут на полную мощность под гибким металлическим перекрытием столбами по падению от вентиляционного к основному штреку.

Для подготовки выемочного поля под рассматриваемую систему разработки проводят коренной транспортный штрек (рис. 2.52) и три бремсберга: два транспортных — у почвы пласта и один — у кровли пласта.

Панель по верхнему слою разбивают на ярусы проведением транспортного ярусного штрека и вентиляционного ярусного штрека.

Проведением ярусных штреков до границ панели и их сбойкой у границы панели в верхнем слое каждого яруса нарезают длинные столбы, ориентированные по простиранию. Эти столбы отрабатывают лавами длиной 120 м с применением комбайнов с индивидуальной крепью или специальных агрегатов монтажного слоя. Одновременно с обработкой ярусов в верхнем слое на почву слоя укладывают гибкое перекрытие, на которое и обрушается кровля пласта.

Транспортный ярусный штрек соединяется с бремсбергом гезенком, а вентиляционный ярусный штрек непосредственно соединен с бремсбергом, пройденным у кровли пласта.

В нижнем (основном) слое нарезают столбы шириной по простиранию 50—60 м на всю длину панели по падению (500 м). Эти столбы отрабатывают по падению. Подготовку столбов в нижнем слое осуществляют проведением двух спаренных восстающих печей на расстоянии 80 м друг от друга, соединяемых во время проведения сбойками через каждые 25—30 м. Таким образом, каждый столб обслуживается двумя печами. По вентиляционной печи, ближайшей к выработанному пространству, в очистной забой подается свежий воздух, а кошвейерная печь со стороны угольного массива является транспортной для выдачи угля из очистного забоя нижнего слоя.

Обработка нижней пачки пласта мощностью 2,3—2,5 м ведется узкозахватным комбайном, а верхней пачки мощностью 6—8 м осуществляется при помощи буровзрывных работ. Разрушенный уголь выпускается через люки на забойный конвейер.

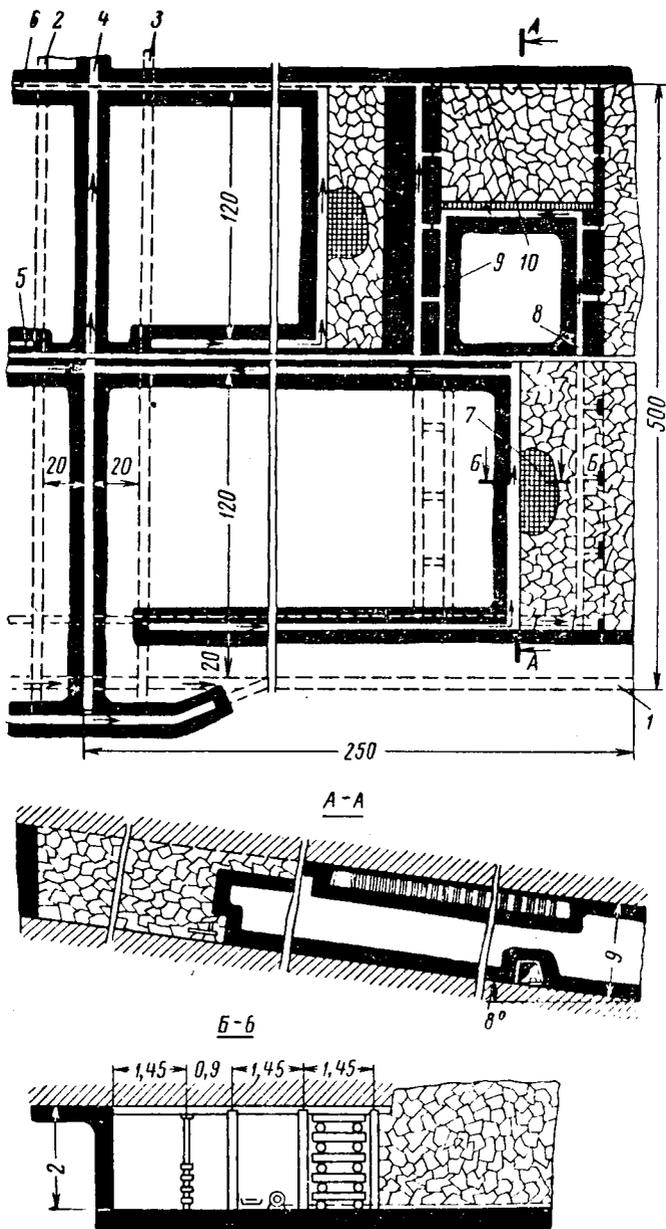


Рис. 2.52. Комбинированная система разработки с гибким перекрытием и комплексом типа КТУ:

1 — коренной транспортный штрек; 2, 3 — транспортные бремсберги у почвы пласта; 4 — транспортный бремсберг у кровли пласта; 5 — ярусный транспортный штрек; 6 — ярусный вентиляционный штрек; 7 — гибкое перекрытие; 8 — вентиляционная печь; 9 — конвейерная печь; 10 — монтажная камера

Следует отметить, что с увеличением глубины разработки пластов буровзрывной способ разрушения межслоевой толщи угля становится небезопасным, так как с глубиной разработки обычно возрастает метаноносность угольных пластов и увеличивается горное давление.

§ 4. Область применения систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля

Область применения систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля под гибким перекрытием с подэтажной отбойкой или столбами по падению ограничена крутыми мощными пластами с выдержанными элементами залегания.

Вариант системы разработки с комплексом КТУ применяется на пластах мощностью от 6 до 12 м с углами падения от 0 до 30°.

Г л а в а X

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ ПОСТОЯННОГО ПРИСУТСТВИЯ ЛЮДЕЙ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

§ 1. Сущность систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое

Необходимость изыскания способов добычи полезных ископаемых без постоянного присутствия людей в очистном забое диктуется основным направлением научно-технического прогресса, открывающим возможность повышения производительности труда, и, что особенно важно, решение социальной задачи по улучшению условий труда.

К настоящему времени предложено и в той или иной мере испытано на практике несколько систем разработки, не требующих постоянного присутствия людей в очистных забоях.

При этих системах разработки нахождение людей для управления и выполнения работ по обслуживанию очистного оборудования, а также профилактических, палачочных и ремонтных работ на выемочном участке, предусматривается в подготовительной или капитальной выработке.

§ 2. Система разработки с бурошнековой выемкой угля

Наиболее освоенной системой разработки весьма тонких положных пластов является система с бурошнековой выемкой. Система применяется для разработки положных пластов мощностью 0,4—1,6 м при любых кровлях (включая легкообрушающиеся и ложные), пластов со сложной гипсометрией, сильно нарушенных участков, а также для погашения охранных целиков угля.

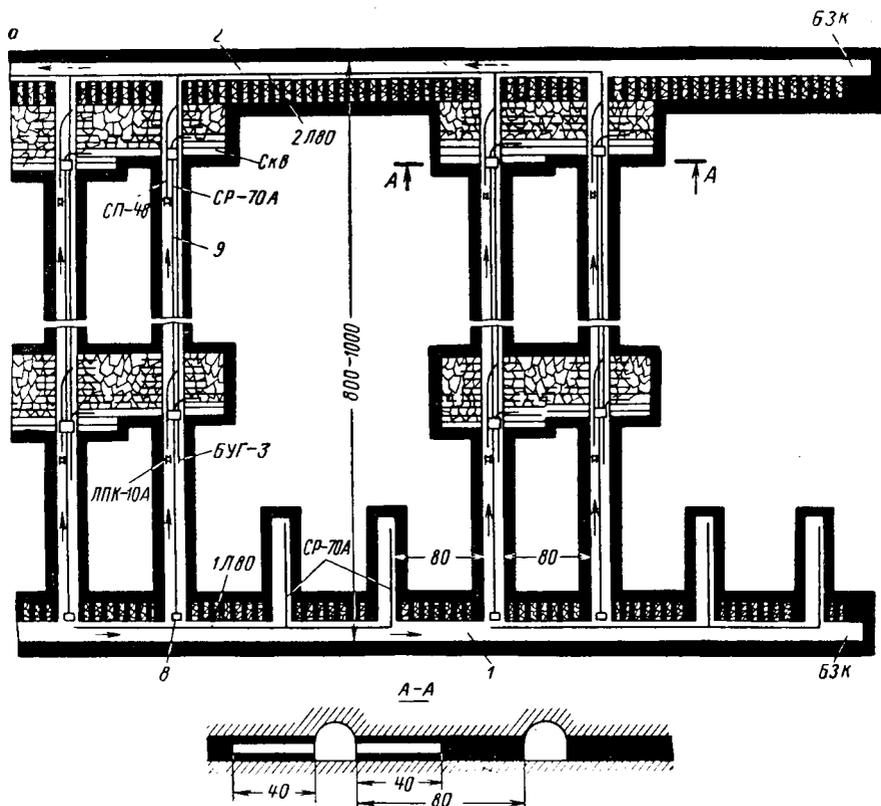
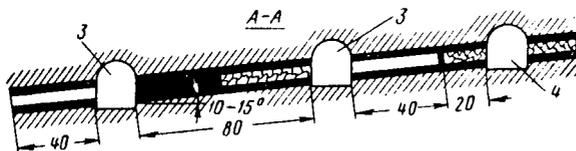
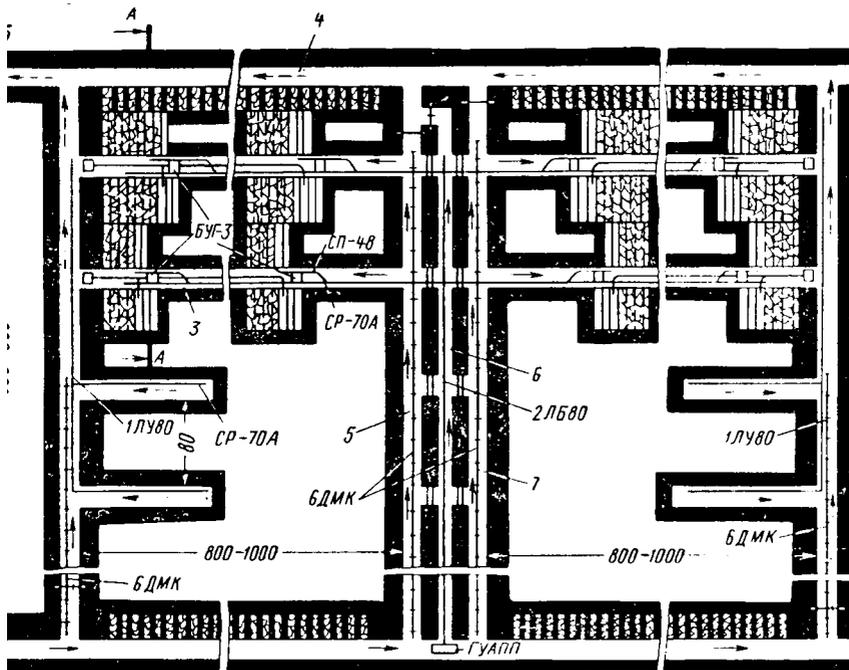


Рис. 2.53. Система разработки

a — на пластах с углом падения до 10° ; *б* — на пластах с углом падения $10-15^\circ$; 1 — 4 — вентиляционный штрек; 5 — панельный людской бремсберг; 6 — панельный конвейерное оборудование;

В начальный период освоения этой системы разработки в выемочном штреке размещалась только одна выемочная машина, в настоящее время предусматривается одновременная отработка двух столбов на каждой стороне выемочного участка при выемке каждого столба двумя бурошнековыми установками, расположенными в одном штреке, при отработке пластов по падению (рис. 2.53, *a*) и по простиранию (рис. 2.53, *б*). Обе схемы могут применяться на пластах любой газоносности как с оставлением, так и без оставления породы, получаемой от проведения подготовительных выработок в шахте.

Использование серийных бурошнековых установок позволяет применять указанные схемы на пластах мощностью $0,55-0,85$ м при последовательном бурении спаренных скважин длиной 40 м по обе стороны от выемочного штрека и отработке столба на ши-



с бурошпоковой выемкой угля:

главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — выемочный штрек; 4 — главный бремсберг; 5 — панельный вспомогательный бремсберг; 6 — дробильно-закладочный штрек; 7 — закладочный став

рину 80 м. Транспортирование угля от мест ведения очистных работ производится конвейерами, вспомогательный транспорт — монорельсовыми дорогами.

Способ управления кровлей определяется необходимостью поддержания подготовительной выработки по всей ее длине для обеспечения прямоточного проветривания за счет общешахтной депрессии. При оставлении породы в шахте управление горным давлением осуществляется за счет удержания ее на междускважинных целиках шириной 20—25 см.

В случаях, не предусматривающих оставления породы в шахте (рис. 2.53, б), удержание кровли производится на более широких междускважинных целиках, ширина которых для обеспечения устойчивости подготовительной выработки может быть 35—40 см.

Применение системы разработки с буропшековой выемкой позволяет на пластах мощностью 0,55—0,85 м в сложных горно-геологических условиях достигнуть нагрузки на выемочный участок 500—900 т в сутки.

На крутых пластах применяется система разработки с выемкой угля буровыми установками. При этой системе разработки этаж делится на два подэтажа высотой 60—70 м, исходя из максимальной длины направленного бурения.

Выемка угля ведется узкими камерами по восстанию шириной 1,2 м комплексом КМД. При обратном ходе исполнительного органа по падению камеры расширяются до 1,8—4,8 м в зависимости от устойчивости боковых пород. Отработанные камеры могут закладываться породой, получаемой от проведения верхних штреков, что открывает возможность последующего извлечения междукамерных целиков. При одновременной разработке на выемочном участке двух подэтажей нагрузка на участок может составить 600—900 т в сутки.

В Подмосковном бассейне, где около 40% запасов перспективных и намеченных к освоению месторождений находится в пластах мощностью 1,0—1,6 м, ведутся опытно-промышленные испытания системы разработки с применением буропшекового комплекса, предназначенного для выемки пластов мощностью 0,8—1,4 м. Комплекс включает одношпindelную буропшековую машину, способную бурить в обе стороны от штрека скважины диаметром 0,65 м на длину до 60 м и разбуривания их при обратном ходе бурового става до 1,3 м с помощью самораскрывающейся буровой коронки. В состав комплекса входит передвижная гидрофицированная крепь для поддержания призабойной части штрека и перемещения комплекса.

При работе двумя комплексами на участке и одновременной отработке двух рядом расположенных столбов шириной по 70 м добыча угля может составлять 800 т в сутки при производительности труда 65 т на выход по очистному забою и 35 т на выход — по участку. Управление кровлей при этой системе возможно как полным обрушением, так и с оставлением целиков (при более крепких кровлях).

На шахтах Кузбасса хорошие результаты показала система разработки, при которой выемка угля осуществлялась за счет бурения скважин на крутых пластах легкими буровыми станками с последующим их расширением до 1,5 м в диаметре специальным комбайном, который движется по скважине сверху вниз под действием собственного веса.

Более эффективной является разновидность системы разработки с бурением скважин и последующего их расширения гидромониторами с высоким (около 160 кг/см²) давлением воды. Длина скважин достигает 140 м. При обратном ходе скважины расширяются гидромонитором до 15 м. Производительность агрегата достигает 450 т в смену.

Управление горным давлением осуществляется удержанием пород кровли на целиках угля, разрушение которых происходит постепенно, начиная с первых заходов. Система применяется на пластах мощностью 0,7—1,5 м с углами падения до 35°.

§ 3. Система разработки полосами по восстанию с выемкой угольными пилами

Начало внедрения системы разработки крутых пластов без постоянного присутствия людей в очистном забое с использованием угольных пил различной конструкции относится к 50—

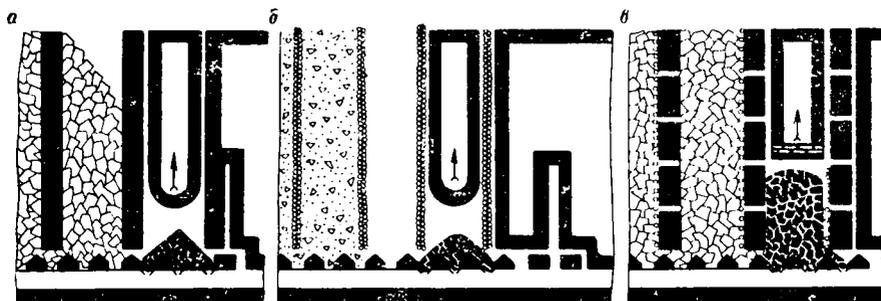


Рис. 2.54. Система разработки тонких и средней мощности крутых пластов полосами по восстанию с выемкой угольными пилами:

a — поддержание кровли (обрушение) с помощью угольных целиков; *б* — полная закладка с предварительным возведением органической крепи; *в* — поддержание кровли целиками в сочетании с магазинированием угля

60 годам, когда они применялись в Кизеловском, Кузнецком, Донецком, Печорском бассейнах в основном на пластах, опасных по горным ударам и внезапным выбросам угля и газа.

Преимущественно применялись системы разработки с выемкой полос пилами по восстанию (рис. 2.54) без крепления, подэтажами высотой 50—60 м, что обуславливалось возможностями направленного бурения скважин и управлением горным давлением. Породы кровли поддерживались целиками угля или специальной крепью между полосами (органическая, кусты из деревянных стоек и др.). Управление горным давлением осуществлялось самотечной закладкой выработанного пространства, ограждаемого от рабочей полосы органической крепью, а также с помощью магазинирования отбитого угля в полосах (столбах).

Для применения систем разработки с угольными пилами пригодны пласты с устойчивыми и средней устойчивости боковыми породами. Устойчивость пород определяет в значительной степени ширину вынимаемой полосы, которая колеблется в пределах 4—15 м.

Средняя ширина межполосных целиков 3—4 м. Впоследствии целики можно выбуривать, что позволяет применять этот способ выемки и на защитных пластах.

Считается, что системы разработки с выемкой угля пилами по восстанию без присутствия людей в очистном забое лучше всего применять на напряженных и сильнотрещиноватых пластах любой

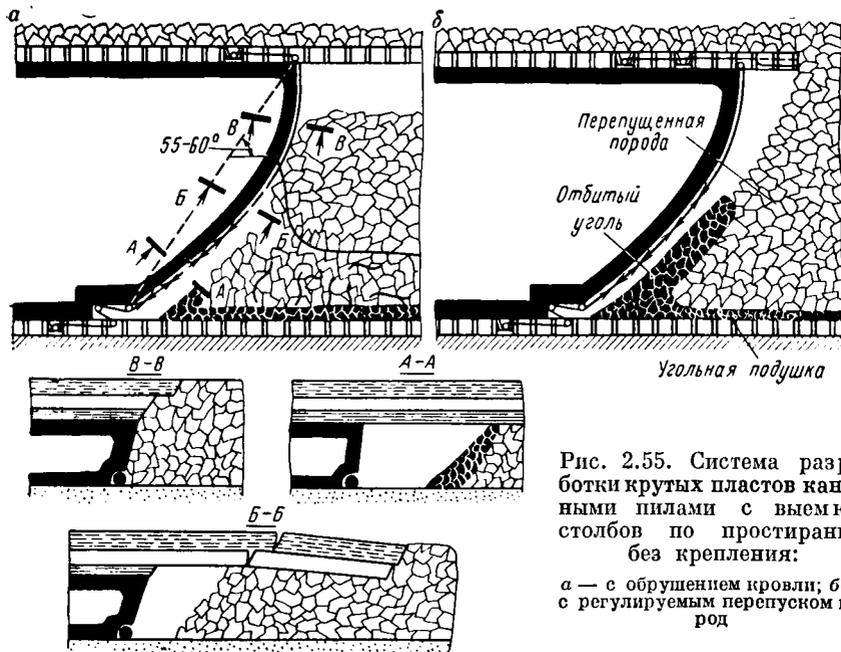


Рис. 2.55. Система разработки крутых пластов канатными пилами с выемкой столбов по простиранию без крепления:

а — с обрушением кровли; б — с регулируемым перепуском пород

газоносности мощностью 0,2—3,5 м и более с углами падения 45—90° и устойчивыми боковыми породами.

Значительно более универсальной по фактору устойчивости боковых пород является система разработки угля пилами при отработке пластов по простиранию, не требующая постоянного обеспечения свободного призабойного пространства, которая предусматривает выемку угля столбами (длиной 100—130 м) по простиранию без крепления, с обрушением или перепуском пород с вышележащего горизонта (рис. 2.55). Очистной забой при этой схеме располагается с наклоном к выработанному пространству под углом, близким к углу естественного откоса обрушенных пород. Выемка угля канатной пилой при постоянном ее прижатии к забою дает возможность ведения очистных работ даже при отсутствии свободного призабойного пространства.

§ 4. Система разработки с выемкой угля комбайнами и стругами без постоянного присутствия людей в забое

Возможности использования комбайнов для дистанционной и автоматизированной выемки угля на тонких пластах без крепления и присутствия людей в забое были впервые испытаны в 40—50-х годах и повторены с применением более совершенных механизмов и технологических решений в начале 60-х годов. В частности, почти одновременно опробовались комплекс «Коллинз» в Англии (рис. 2.56) и механогидравлический комплекс ККГ в СССР.

В обоих случаях выемка угля велась заходками со штрека, пройденного с нижней подрывкой, где располагалась передвижная стартовая платформа. В комплексе «Коллинз» для доставки угля использовался телескопический конвейер, позволяющий вынимать уголь с обеих сторон штрека. В комплексе ККГ уголь транспортировался водой, поэтому выемка велась только заходками по выемной стации. Комплексом разрабатывался пласт мощностью 0,9—1,1 м с углом падения 10—12° одинарными и сдвоенными заходками шириной соответственно 1,95 и 3,9 м и средней длиной около 50 м. Фактическая рабочая скорость проходки составила 60 м/ч, технологические перерывы (перемещение платформы, подготовительно-заключительные операции) имели среднюю продолжительность 50 мин в каждом цикле, что давало возможность довести добычу до 900—1000 т в сутки.

Перспективными следует считать проводимые в нашей стране работы по внедрению систем разработки весьма тонких крутых и пологих пластов без постоянного присутствия людей в очистном забое с применением дистанционно управляемых импульсных стругов и передвижных безразгрузочных пневмобаллонных крепей и ограждений.

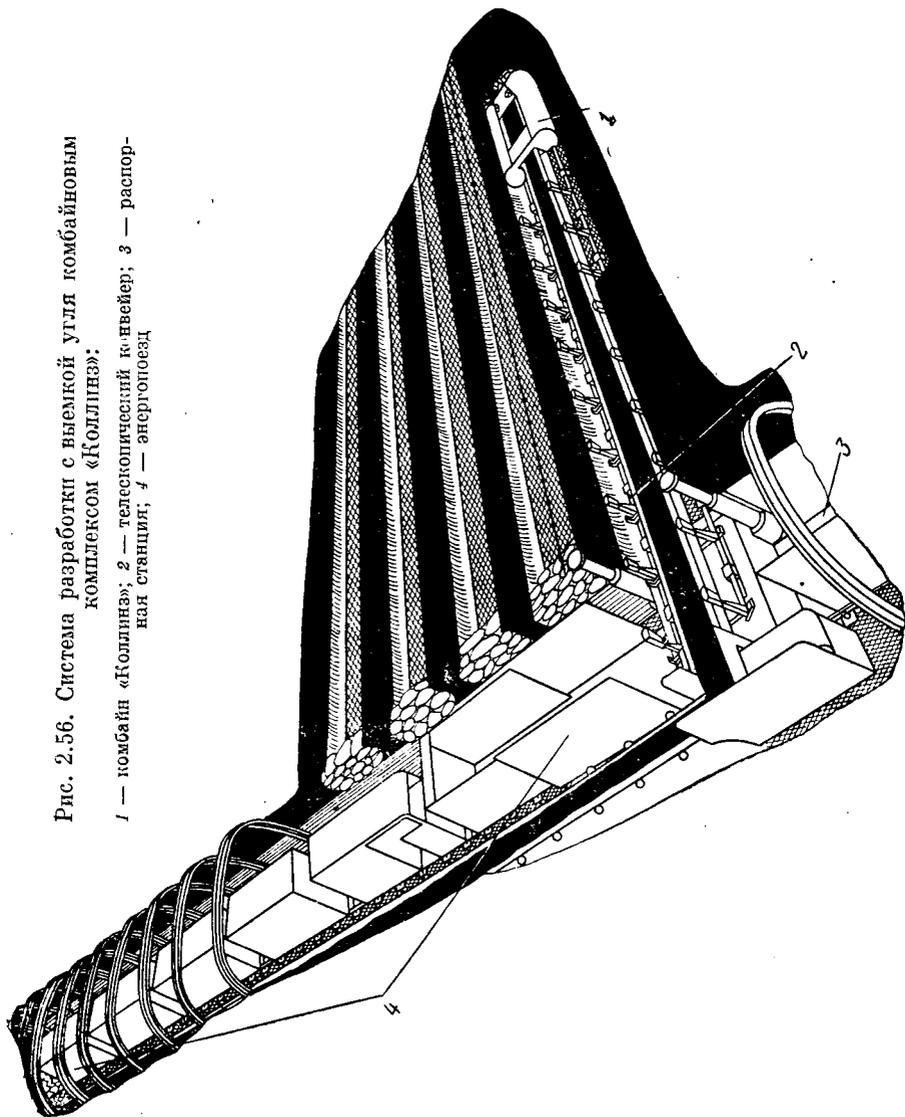
§ 5. Область применения систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое

Рассматривая достоинства и недостатки систем разработки угля без присутствия людей в очистном забое, надо иметь в виду одно немаловажное обстоятельство: большинство этих систем было предложено в то время, когда шли поиски новых решений, способных послужить базой технического перевооружения угольной промышленности. Массовое внедрение очистных механизированных комплексов с максимальным расширением области их применения в различных горно-геологических условиях было принято в качестве основного стратегического направления в техническом перевооружении отрасли.

В десятой пятилетке (1976—1980 гг.) в основном будет закончено внедрение очистных механизированных комплексов. На

Рис. 2.56. Система разработки с выемкой угля комбайновым комплексом «Коллинз»:

1 — комбайн «Коллинз»; 2 — телескопический конвейер; 3 — распорная станция; 4 — энергопоезд



очередь ставятся вопросы изыскания путей интенсификации очистных работ в условиях, где применение механизированных комплексов малоэффективно. Поэтому внедрение в практику систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое становится одной из важных задач ближайшего будущего. Достоинства этих систем:

исключают необходимость присутствия человека в наиболее трудных и опасных условиях подземных работ (усиленное горное давление, запыленность, загазованность, стесненность и т. п.), особенно на пластах, опасных по горным ударам и внезапным выбросам угля и газа;

вовлекают в разработку весьма тонкие (меньше 0,6 м), а также сильно нарушенные со сложной гипсометрией пласты, эффективная разработка которых другими известными в настоящее время системами затруднена или вовсе невозможна;

имеют сравнительно невысокую стоимость применяемого оборудования и отличаются простотой технологического процесса выемки.

Недостатки систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое:

нестабильность показателей функционирования системы во времени;

большие потери угля, достигающие до 50—60% при отработке отдельных выемочных полей;

неприемлемость большинства из этих систем (из-за больших потерь) для разработки пластов, склонных к самовозгоранию, а также для выемки защитных пластов из-за оставления в выработанном пространстве целиков, концентрирующих на себе давление вышележащей породной толщи;

трудности с проветриванием очистных работ вследствие наличия большого числа тупиковых выработок и скважин, перекрытия пути движения воздушной струи обрушенными породами и др.;

большой объем нарезных работ, дающих при малой мощности и нарушенности пластов много породы.

Г л а в а X I

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Определение длины выемочного поля по простиранию

Определение длины выемочного поля по простиранию рассмотрим на примере системы разработки длинными столбами по простиранию при этапной подготовке, которая применяется в следующих вариантах: с отработкой на задний бремсберг (рис. 2.57, а), с отработкой на передний участковый бремсберг (рис. 2.57, б); с отработкой на двусторонний участковый бремсберг (рис. 2.57, в).

При расчете длины выемочного поля определяется расстояние между промежуточными бремсбергами на основе расчета суммы затрат на:

- проведение комплекса паклонных горных выработок (бремсберга, ходка, камер, заездов и др.);
- монтаж и демонтаж оборудования в очистном забое;

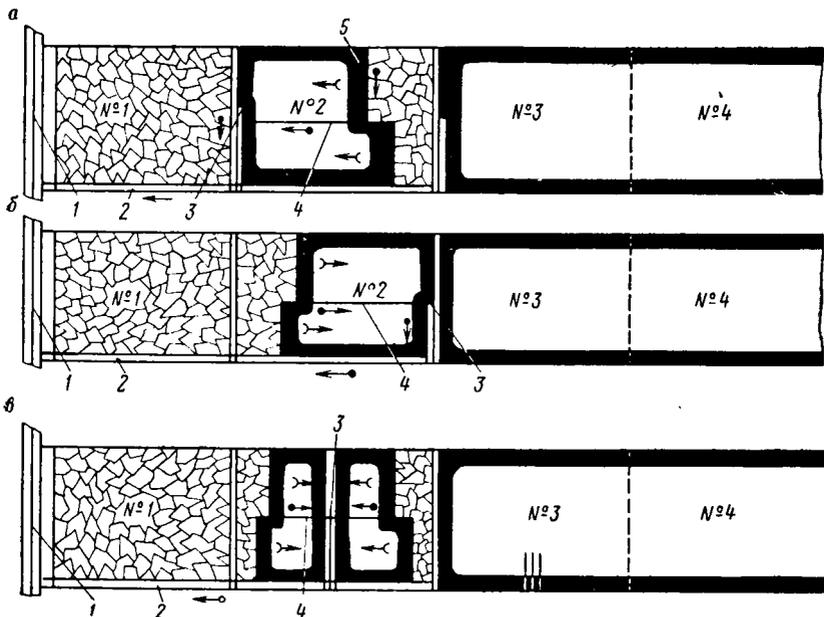


Рис. 2.57. К расчету длины выемочного поля:

а — с отработкой на задний бремсберг; *б* — с отработкой на передний бремсберг; *в* — с отработкой на двусторонний бремсберг; 1 — капитальный бремсберг; 2 — этапный откаточный штрек; 3 — промежуточный бремсберг; 4 — промежуточный штрек; 5 — очистной забой (№ 1—№ 4 — порядок отработки)

монтаж и демонтаж лебедки на ходке и конвейера на бремсберге;

поддержание штреков;

транспортирование угля по промежуточным штрекам.

Затраты на проведение штреков не учитываются, поскольку последние проводятся независимо от расстояния между промежуточными бремсбергами, не учитываются также затраты на поддержание бремсберга и ходка и на транспортирование угля по бремсбергам, которые не зависят от расстояния между бремсбергами и остаются постоянными.

Дифференцируя сумму учитываемых затрат и приравнивая ее нулю, определяем оптимальную длину выемочного поля. Формулы для расчета длины выемочного поля по простиранию приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Вид транспорта по этажному штреку	При доставке угля	Длина выемочного поля при столбовой системе разработки, м
Конвейерный	На задний бремсберг с обих подэтажей	$l_{в. п} = 1,41 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}}}}$
	На передний бремсберг с обих подэтажей	$l_{в. п} = 1,41 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}} + q_{пр} H_{эт} p c}}$
	На двусторонний бремсберг с обих подэтажей	$l_{в. п} = 2 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}} + q_{пр} H_{эт} p c}}$
Электро-возный	На задний бремсберг с верхнего подэтажа	$l_{в. п} = 1,41 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}} + (q_{пр} - q_{эт}) (H_{эт} - h) p c}}$
	На передний бремсберг с верхнего подэтажа	$l_{в. п} = 1,41 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}} + (q_{пр} + 2q_{эт}) (H_{эт} - h) p c}}$
	На двусторонний бремсберг с верхнего подэтажа	$l_{в. п} = 2 \sqrt{\frac{C}{\frac{R_{п. ш}}{v_{о. з}} + \frac{r_{п. ш}}{v_{п. з}} + \left(q_{пр} + \frac{q_{эт}}{2}\right) \times (H_{эт} - h) p c}}$

Примечание.

- C — сумма затрат на проведение комплекса наклонных выработок, на сооружение камер, монтаж и демонтаж лебедки, конвейера на бремсберге, оборудования в лаге, руб.;
- $l_{п. ш}$ — затраты на поддержание 1 м в год промежуточных штреков в период ведения очистных работ, руб.;
- $l_{п. ш}$ — затраты на поддержание 1 м в год промежуточных штреков в период их проведения, руб.;
- $v_{о. з}$ — скорость подвигания очистных забоев, м/год;
- $v_{п. з}$ — скорость подвигания подготовительных забоев, м/год;
- $q_{эт}$ — стоимость транспорта 1 т·м по этажному штреку, руб.;
- $q_{пр}$ — стоимость транспорта 1 т·м по промежуточному штреку, руб.;
- $H_{эт}$ — наклонная высота этажа, м;
- h — высота верхнего подэтажа, м;
- p — производительность пласта, т/м²;
- c — коэффициент извлечения.

§ 2. Определение длины выемочного поля по противопожарному фактору

Большинство мощных угольных пластов являются опасными по самовозгоранию. Выемочное поле необходимо обработать раньше, чем там может возникнуть пожар от самовозгорания, поэтому определение размера выемочного поля ведется из предположения, что оно будет обработано за время, меньшее инкубационного периода самовозгорания угля.

Время подготовки выемочного поля

$$t_{п. в. п} = \frac{x}{v_{о. ш}} + \frac{h'}{v_{в. п}}, \text{ мес,}$$

где x — часть выемочного поля, подлежащая обработке,

$x = x_p - l$, м;

x_p — размер выемочного поля по простиранию, м;

l — размер целика между соседними выемочными полями, м (обычно 10—12 м, но не менее мощности пласта);

h' — длина вентиляционной печи, м;

$v_{о. ш}$ — скорость проведения откаточного штрека, м/мес;

$v_{в. п}$ — скорость проведения вентиляционной печи, м/мес.

Время подготовки первого щитового столба

$$t_{п. щ. с} = h' \left(\frac{n_{у. п}}{v_{у. п}} + \frac{1}{v_{х. п}} \right) + t_{м. щ}, \text{ мес,}$$

где $n_{у. п}$ — число углеспускных печей под щитом;

$v_{у. п}$ — скорость проведения углеспускной печи, м/мес;

$v_{х. п}$ — скорость проведения ходовой печи, м/мес;

$t_{м. щ}$ — время, необходимое на монтаж первого щита с учетом проведения рассечки, мес.

Определяется время обработки выемочного поля длиной x

$$t_{в. о} = \frac{x}{v_{прив}}, \text{ мес,}$$

где $v_{прив}$ — скорость подвигания очистного забоя (приведенная в направлении простирания, м/мес.

Выемочный столб обрабатывается по падению, а обработка выемочных столбов в выемочном поле ведется в направлении простирания. Скорость подвигания по падению необходимо привести к скорости обработки выемочного поля по простиранию

$$v_{прив} = \frac{(l_{щ} + 2) r_{щ} n_{щ} N}{H_{эт} - \sum h_{ц} - \sum h_{штр}}, \text{ м/мес,}$$

где $(l_{щ} + 2)$ — длина щита по простиранию с учетом целика между щитовыми столбами, м;

$r_{щ}$ — шаг посадки щита, м;

$n_{щ}$ — число посадок щита в сутки;

N — число рабочих дней в месяце;

$H_{эт}$ — наклонная высота этажа, м;

$\Sigma h_{ц}$ — суммарный размер целиков по падению, включая целик между бывшими откаточным и минусовым штреком, м;

$\Sigma h_{штр}$ — суммарная высота штреков, м.

Принимается время на профилактические мероприятия $t_{штр\text{ проф}}$. Суммарные затраты времени на отработку поля приравняются времени инкубационного периода

$$t_{ин} = t_{п. в. п} + t_{п. щ. с} + t_{в. о} + t_{штр\text{ проф}},$$

или

$$t_{ин} = x \left(\frac{1}{v_{прив}} + \frac{1}{v_{о. ш}} \right) + h' \left(\frac{n_{у. п}}{v_{у. п}} + \frac{1}{v_{х. п}} + \frac{1}{v_{в. п}} \right) + t_{м. щ} + t_{штр\text{ проф}}.$$

После преобразования получим

$$x = \frac{v_{прив} \left[t_{ин} - h' \left(\frac{n_{у. п}}{v_{у. п}} + \frac{1}{v_{х. п}} + \frac{1}{v_{в. п}} \right) - t_{м. щ} - t_{штр\text{ проф}} \right]}{\frac{v_{прив}}{v_{о. ш}} + 1}, \text{ м.}$$

В выемочном поле должно быть целое число столбов, причем при отработке последнего двухметровый целик не оставляется.

Определяется число столбов при длине выемочного поля x :

$$n_{ст} = \frac{x - l_{щ}}{l_{щ} + 2} + 1,$$

где 1 — учет исключенного столба.

Если $n_{ст}$ не целое число, принимается ближайшее целое число $n'_{ст}$, тогда скорректированный размер выемочного поля будет

$$x' = (n'_{ст} - 1)(l_{щ} + 2) + l_{щ}, \text{ м}$$

и, следовательно,

$$x_n = x' + l, \text{ м.}$$

§ 3. Определение взаимного положения очистных и подготовительных забоев

Расчет взаимного положения очистных и подготовительных забоев при панельной подготовке. Правильное ведение работ при столбовой системе разработки предусматривает определенное соотношение между положением забоев очистных и подготовительных выработок: подготовка очередного выемочного поля (яруса) должна быть закончена на 1—2 мес раньше, чем в нем начнутся очистные работы. Если подготовка нового яруса будет запаздывать, то сократится фронт очистных забоев, и наоборот, если выработки будут проводиться с большим опережением, то это вызовет дополнительные расходы на их поддержание и преждевременные капиталовложения.

Резервное время 1—2 мес необходимо для ликвидации возможных непредвиденных задержек в работе при проведении

выработок и монтаж в разрезных печах очистного оборудования. Кроме того, резервное время необходимо для осушения пласта

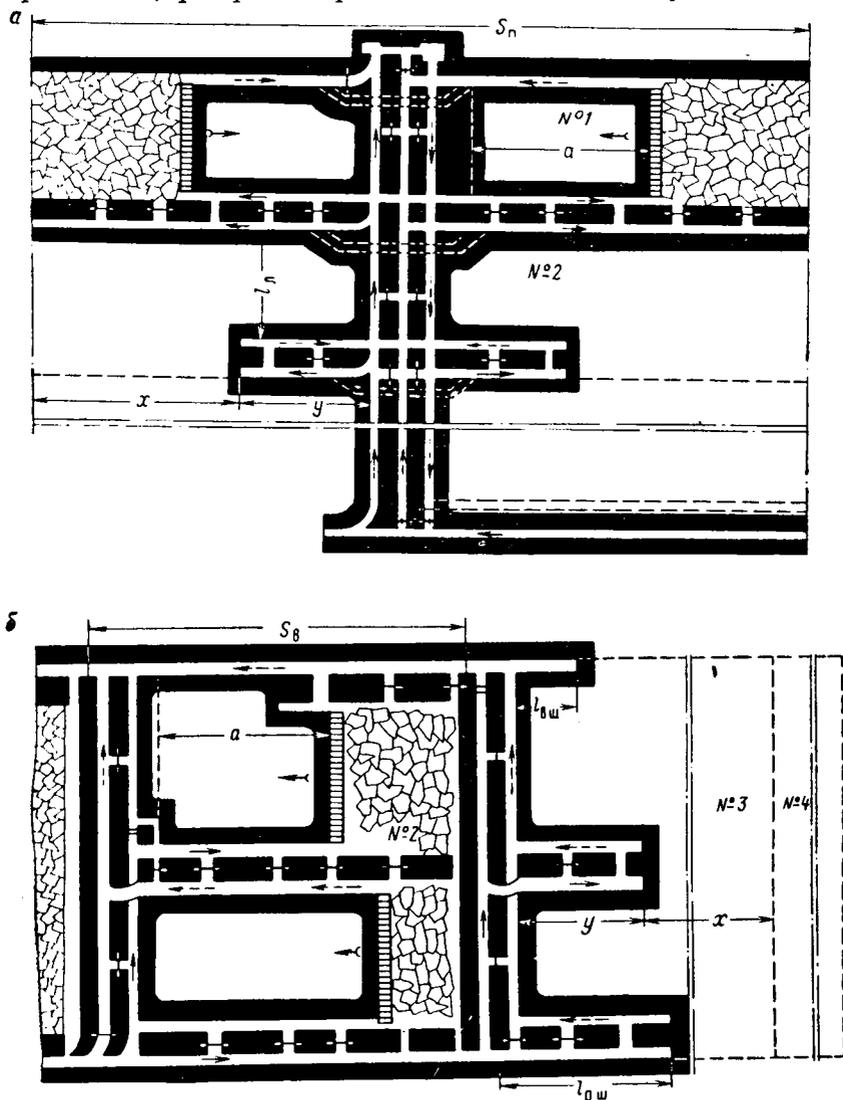


Рис. 2.58. Расчет взаимного положения очистных и подготовительных забоев:

a — при панельной подготовке; *б* — при этапной подготовке; (№ 1—№ 2 — ярусы; № 3—№ 4 — выемочные поля)

и боковых пород в пределах выемочного поля при разработке обводненных месторождений.

Для правильного ведения работ при столбовой системе необходимо решить две задачи:

1) установить, где должны находиться забои подготовительных выработок при данном положении очистных забоев и принятом расчетном запасе времени;

2) установить, какой запас времени фактически имеется на подготовительные работы при данном положении очистных забоев и забоев подготовительных выработок.

Рассмотрим методику проведения расчетов на примере первого случая. При этом следует иметь в виду, что расчет ведется в порядке, обратном проведению выработок.

При панельной подготовке (рис. 2.58, а) последовательность проведения подготовительных выработок в нижерасположенном ярусе следующая: вначале проводится ярусный откаточный и параллельный ему штрек одновременно с вентиляционными печами. Затем проводится разрезная печь, в которой монтируется очистной комплекс.

1. Определяется время, необходимое для отработки яруса № 1,

$$t_1 = \frac{a}{v_{o.з}} \quad \text{мес},$$

где a — часть столба, подлежащая отработке, м;

$v_{o.з}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

2. Принимается резерв времени для подготовки яруса № 2: обычно принимается $t_{рез} = 1-3$ мес.

3. Принимается время на монтаж очистного комплекса $t_{м.к}$ (обычно $t_{м.к} = 0,5 \div 1$ мес).

4. Определяется время t_2 , оставшееся для подготовки яруса № 2,

$$t_2 = t_1 - t_{рез} - t_{м.к}, \quad \text{мес.}$$

5. Определяется время на проведение разрезной печи,

$$t_{р.п} = \frac{l_l}{v_{р.п}}, \quad \text{мес},$$

где l_l — длина лавы;

$v_{р.п}$ — скорость проведения разрезной печи, м/мес.

6. Определяется время, оставшееся на проведение ярусного и параллельного штреков,

$$t_3 = t_2 - t_{р.п}, \quad \text{мес.}$$

7. Рассчитывается длина ярусного штрека, которая может быть пройдена за время t_3 ,

$$x = t_3 v_{я.ш},$$

где $v_{я.ш}$ — скорость проведения ярусного штрека, м/мес.

Таким образом, при данном положении очистных забоев в ярусе № 1 для того, чтобы успеть подготовить нижерасполо-

женный ярус № 2, ярусный и параллельный штреки должны быть пройдены на длину

$$y = \frac{S_{\text{п}}}{2} - x, \text{ м,}$$

где $S_{\text{п}}$ — размер панели по простиранию, м.

Для решения второй части задачи по определению взаимного положения очистных и подготовительных забоев достаточно сравнить время t_1 , по истечении которого закончатся очистные работы в первом выбывшем забое вышерасположенного яруса, с тем временем t_2 , которое придется затратить на включение в работу нового такого же забоя в нижерасположенном ярусе.

Расчет ведется исходя из фактически существующих планов горных работ, порядка ведения подготовительных работ, скоростей подвигания очистных и подготовительных забоев.

Разность $t_1 - t_2$ показывает величину резерва времени. Если $t_1 - t_2 = 0$, а тем более, если разность окажется величиной отрицательной, то это значит, что имеется отставание в подготовке очередного яруса. Для ускорения подготовки последнего можно произвести ряд мероприятий, в частности, например, форсировать скорости проведения подготовительных выработок и т. д.

Расчет взаимного положения очистных и подготовительных забоев при этапной подготовке. В качестве примера расчет проводится для столбовой системы разработки с доставкой угля на задний бремсберг. Необходимо определить местоположение забоя подготовительной выработки (на основании плана горных работ) при данном положении очистных забоев, чтобы своевременно подготовить фронт очистных работ в очередном выемочном поле. Расчет ведется в следующей последовательности:

1. Определяется время, необходимое для отработки верхнего столба в выемочном поле № 2 (см. рис. 2.58, б) $t_1 = \frac{a}{v_{0.3}}$, мес.

2. Принимается резерв времени для подготовки выемочного поля № 3 t_p , мес.

3. Принимается время на монтаж очистного оборудования $t_{\text{м. к}}$, мес.

4. Определяется время, оставшееся на подготовку выемочного поля № 3,

$$t_2 = t_1 - t_p - t_{\text{м. к}}, \text{ мес.}$$

5. Определяется время $t_3 = t_{\text{р. п}}$, которое необходимо для проведения разрезной печи,

$$t_{\text{р. п}} = \frac{l_{\text{л}} + h_{\text{ц}}}{v_{\text{р. п}}},$$

где $h_{\text{ц}}$ — размер целика по падению пласта, м.

6. Определяется время, оставшееся на проведение промежуточных штреков,

$$t_4 = t_2 - t_{\text{р. п}}, \text{ мес.}$$

7. Определяется длина, на которую может быть пройден промежуточный штрек за время t_4 ,

$$x = t_4 v_{п. ш},$$

где $v_{п. ш}$ — скорость проведения промежуточного штрека, м/мес.

8. Определяется длина, на которую должен быть пройден промежуточный штрек при заданном положении очистных забоев, чтобы своевременно подготовить лаву в выемочном поле № 3,

$$y = S_B - x, \text{ м},$$

где S_B — длина выемочного поля по простиранию, м.

Полученное решение не дает полного ответа на поставленный вопрос, поскольку неизвестно, удастся ли вовремя подготовить выемочное поле № 4. Необходимо знать положение забоя откаточного штрека.

9. Определяется время, спустя которое начнутся очистные работы в выемочном поле № 4,

$$t_5 = \frac{a + S_B - \sum h_c}{v_{о. 8}}, \text{ мес},$$

где $\sum h_c$ — суммарный размер целиков в выемочном поле в направлении простирания.

10. Принимается резерв времени для подготовки выемочного поля № 4 t'_p , мес.

11. Принимается время на монтаж очистного оборудования — $t'_{м.к}$, мес.

12. Рассчитывается время, оставшееся на подготовку выемочного поля № 4,

$$t_6 = t_5 - t'_p - t'_{м.к}, \text{ мес}.$$

13. Принимается время на проведение разрезной печи — t_7 .

14. Определяется время на проведение промежуточных штреков

$$t_8 = \frac{S_B}{v_{п. ш}}, \text{ мес}.$$

15. Определяется время, оставшееся на проведение промежуточного бремсберга и откаточного штрека,

$$t_9 = t_6 - t_7 - t_8.$$

16. Время, необходимое на проведение промежуточных бремсбергов, определится

$$t_{10} = \frac{2L_d + \sum h_{штр}}{v_6}, \text{ мес},$$

где $\sum h_{штр}$ — суммарная высота штреков, м;

v_6 — скорость проведения бремсбергов, м/мес.

17. Определяется время, оставшееся на проведение откаточного штрека,

$$t_{11} = t_9 - t_{10}, \text{ мес.}$$

18. Рассчитывается длина откаточного штрека, которая может быть пройдена за время t_{11} ,

$$l'_{0. \text{ ш}} = t_{11} v_{0. \text{ ш}}, \text{ м,}$$

где $v_{0. \text{ ш}}$ — скорость проведения откаточного штрека.

Забой откаточного штрека должен находиться на расстоянии $l'_{0. \text{ ш}}$ от промежуточного бремсберга:

$$l_{0. \text{ ш}} = S_B - l'_{0. \text{ ш}}, \text{ м.}$$

Для своевременной подготовки выемочного поля № 3 необходимо пройти этажный вентиляционный штрек до границы выемочного поля. Для этой цели потребуется время $t_{12} = t_2$, мес. За время t_{12} вентиляционный штрек может быть пройден на длину

$$l'_{B. \text{ ш}} = t_{12} v_{B. \text{ ш}}, \text{ м.}$$

Следовательно, вентиляционный штрек должен быть пройден на длину

$$l_{B. \text{ ш}} = S_B - l'_{B. \text{ ш}}, \text{ м.}$$

§ 4. Выбор системы разработки *

Системы разработки пластовых месторождений весьма разнообразны. Условия их применения зависят от геологических, горнотехнических и экономических факторов. Детальный разбор систем разработки и область их применения подробно описаны в настоящем разделе учебника.

Отбор конкурентоспособных вариантов систем разработки данного пласта осуществляют путем сопоставления объективных геологических данных по пласту (угол падения, мощность, нарушенность, крепость угля, газоносность, выбросы газа, горные удары, обводненность, устойчивость вмещающих пород, возможность подработки и наработки и др.) с условиями благоприятного практического применения той или иной системы в минувшее или настоящее время. Окончательный выбор должен быть сделан среди вариантов, признанных технически пригодными для заданных условий. Этот выбор осуществляется тщательными технико-экономическими расчетами. При этом технико-экономическому сравнению подлежат варианты с тождественными условиями безопасности труда.

Лучшим вариантом является такая система разработки, которая удовлетворяет наиболее полно совокупности технических и экономических требований, а именно:

* См. подробнее Н. Г. Капустин, С. С. Квон. «Основы проектирования шахт». М., «Недра», 1964.

в техническом отношении она должна обеспечивать наибольшую механизацию работ, высокую производительность и фондовооруженность труда рабочего по участку, а также минимальные потери угля в недрах и безопасные условия труда;

в экономическом отношении избираемая система разработки должна обеспечивать минимальные приведенные затраты.

Приведенные затраты $(C + EK)$ годовой добычи угля являются в результате подсчета проектной себестоимости угля C и капитальных вложений K , присущих исследуемому варианту системы разработки и подготовки выемочного поля.

Для подсчета проектной себестоимости угля C определяют и суммируют издержки сферы производства, функционально связанные с системой разработки по следующим направлениям: по очистному забою — на выемку, управление кровлей, доставку и погрузку; по участку — на подготовительные работы; транспортирование угля, закладочных и других материалов, перевозку людей; снижение отпускной цены угля вследствие выхода более мелких, дешевых фракций энергетического угля; расходы на предупреждение эндогенных пожаров; экономический ущерб от потери угля в недрах и условно — постоянные общешахтные расходы.

Капитальные вложения K на подготовку выемочного поля могут и должны быть выявлены путем прямого подсчета по масштабным чертежам подготовительных выработок в контурах выемочного поля.

Каждой системе разработки свойственны определенные потери угля, выявляемые прямым подсчетом по масштабному чертежу системы разработки, и связанный с этими потерями экономический ущерб. Такой ущерб возникает по следующей причине: чем больше будет допущена потеря угля при разработке пласта, тем короче срок службы данной шахты, а следовательно, тем раньше должна быть построена новая шахта, чтобы восполнить выбывшие шахтные фонды.

Обозначим потерянные запасы через $(1 - c) Z_{\text{бал}}$, а период сокращения срока службы фондов шахты через $t = (1 - c) Z_{\text{бал}} A_{\Gamma}^{-1}$, лет. Тогда экономический ущерб от досрочного строительства новой шахты вместо выбывшей составит EKt , руб., или на 1 т угля

$$\lambda = EK \frac{(1 - c) Z_{\text{бал}}}{A_{\Gamma}} : c Z_{\text{бал}} = \frac{EK}{A_{\Gamma}} \left(\frac{1}{c} - 1 \right), \text{ руб.},$$

что следует учитывать при расчете себестоимости по каждому варианту системы разработки. Здесь c — коэффициент извлечения запасов, $Z_{\text{бал}}$ — балансовые запасы шахты, K — стоимость основных фондов шахты мощностью A_{Γ} , $\frac{K}{A_{\Gamma}}$ — удельные капитальные вложения в строительство шахты.

Существенное влияние на себестоимость угля оказывает нагрузка на пласт (производительность пласта), так как различным

системам разработки присущи разные нагрузка и размер условно-постоянных общешахтных затрат, определяемых по формуле Центрогипрошахта

$$D_0 = 0,61A_r + 0,47 \cdot 10^6, \text{ руб/год.}$$

Эти затраты состоят из заработной платы постоянному штату трудящихся на поверхности шахты и горизонта, стоимости капитального ремонта зданий и сооружений, амортизации стационарного оборудования.

Если шахта разрабатывает одновременно несколько пластов суммарной производительностью Σp , т/м², то затраты D_0 можно распределить прямо пропорционально производительности каждого пласта независимо от системы разработки:

$$D = D_0 \frac{p}{\Sigma p} = (0,61A_r + 0,47 \cdot 10^6) \frac{p}{\Sigma p}, \text{ руб.}$$

Затраты на тушение эндогенных пожаров, подлежащих учету при экономическом оценке системы разработки, зависят от частоты возникновения пожаров, которая для каждой системы разработки индивидуальна. Например, для Кузбасса удельные затраты на тушение пожаров составляют: для системы разработки длинными столбами с обрушением 0,003, наклонными слоями с обрушением 0,02, горизонтальными слоями с обрушением 0,08, горизонтальными слоями с закладкой 0,05, щитовой 0,02, наклонными слоями с закладкой 0,013, камерной 0,05 руб/т.

Производительность и степень механизации труда определяются по участку. В расчетах производительности труда учитывают рабочих, занятых на проведении и ремонте всех подготовительных выработок, обеспечивающих нормальную подготовку необходимого фронта работы и работу очистных забоев. Не учитываются рабочие, занятые на проведении и ремонте капитальных выработок.

Численность рабочих определяют по сменам, процессам работ и профессиям, а лиц горного надзора, служащих и обслуживающего персонала — по должностям. При сдельной оплате труда численность рабочих определяют путем деления физического объема на норму выработки, а при повременной — путем расстановки по рабочим местам и сменам.

Для расчета степени механизации пользуются инструкцией ЦСУ СССР, согласно которой всех рабочих подразделяют по степени механизации их труда на пять групп:

первая группа — механизаторы-наладчики и операторы автоматизированных агрегатов, аппаратов и установок (механик автоматизированных комплексов, агрегатов и управляющие машинами);

вторая группа — рабочие, выполняющие производственные операции посредством машин — орудий с механическим

двигателем (машинисты комбайнов, агрегатов, комплексов, врубочных машин и др.);

третья группа — рабочие, обслуживающие механизмы, частично облегчающие ручной труд (помощники машинистов комбайнов и других машин и мотористы);

четвертая группа — рабочие, занятые ручным трудом — крепильщики, ремонтники, грузчики и др.);

пятая группа — электрослесари и слесари по ремонту оборудования и сетей.

Степень механизации выражают процентным соотношением трудоемкости работ по каждой группе рабочих к суммарной трудоемкости работ по всем группам. Однако обобщающим показателем все же остается показатель фондовооруженности, который устанавливается расчетом.

Лучшая система разработки будет иметь высший уровень показателей степени механизации и фондовооруженности труда при наименьшей трудоемкости на 1000 т суточной добычи.

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

СИСТЕМЫ ПОДГОТОВКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава I

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ПОДГОТОВКИ

§ 1. Требования к системам подготовки

Чтобы начать добычу полезного ископаемого, необходимо вскрытые запасы разделить на меньшие части, удобные для нарезки внутри них выемочных полей, установить очередность подготовки и отработки этих частей и общий порядок ведения очистных работ внутри каждой части. Для этого вся вскрытая площадь шахтного поля или все шахтное поле (если предусматривается углубка стволов в будущем) делится по простиранию и по падению на части, удобные для последующего разделения на выемочные участки.

Подготовка пластов — это комплекс взаимосвязанных понятий о форме выемочных полей, порядке их подготовки и отработки, направлении воздушной струи, группировании пластов, типах и видах групповых и индивидуальных выработок.

Подготовка пластов представляет совокупность горных выработок, обеспечивающих возможность проведения выемочных выработок. По этому признаку различают панельную, этажную и погоризонтную подготовку.

Период подготовки запасов начинается сразу после окончания работ по вскрытию, а заканчивается проведением на предназначенных к первоочередной разработке выемочных участках таких общеучастковых выработок (квершлагов, штреков, бремсбергов и т. п.), наличие которых позволяет начать нарезку отдельных выемочных полей.

В период строительства шахты подготовка запасов к нарезке выемочных полей производится лишь в объемах, предусмотренных проектом для сдачи шахты в эксплуатацию.

Подготовка всех остальных вскрытых запасов и постоянное возобновление запасов, взамен выработанных (воспроизводство очистного фронта), производятся в течение всего срока деятельности действующего предприятия (шахты).

По существующим нормативам на каждый данный момент действующее предприятие должно иметь:

готовых запасов, (в нарезанных полностью выемочных полях), не менее, чем на три месяца работы;

подготовленных запасов (проведены все участковые выработки, кроме выемочных выработок, штреков или бремсбер-

гов, при отработке по падению или восстанию и пр.), не менее, чем на полугодовую работу;

вскрытых запасов в пределах выемочных блоков не менее, чем на год работы шахты.

Это минимальные нормы, и превышение их будет способствовать более устойчивой, ритмичной работе шахты, но вместе с тем заблаговременное проведение большого объема подготовительных выработок потребует значительных затрат на их поддержание и ремонт.

И хотя уровень механизации проходческих работ постоянно повышается, совершенствуются организация труда, способы и методы проведения выработок в различных горно-геологических условиях, проблема своевременного обеспечения шахт качественным очистным фронтом необходимой длины остается довольно острой и требует постоянного и пристального внимания.

Если в процессе проектирования и строительства шахты главное внимание уделяют изысканию возможности уменьшения объема подготовительных выработок на каждые 1000 т запасов, то на действующих шахтах к этому добавляется несколько других важных моментов, влияющих на весь ход подготовки:

исключение взаимовлияния очистных и подготовительных работ;

равномерность подготовки запасов во времени и пространстве без создания «пиковых» нагрузок на отдельные технологические звенья шахты (транспорт, подъем по стволам, вентиляция и т. п.);

наличие резервного очистного фронта в количестве не менее 15—20% действующего (по длине и числу забоев);

доразведка горными выработками элементов залегания пластов, их мощности, нарушенности и т. п., имеющая первостепенное значение для выбора системы разработки, своевременного выбора необходимого оборудования, определения плановых сроков ввода и выбытия очистных забоев и их производительности.

Все это свидетельствует о том, что подготовка запасов — одна из самых главных и первостепенных задач на угольной шахте.

§ 2. Основные элементы систем подготовки

Экономическая эффективность разработки месторождений зависит не только от принятых систем вскрытия и разработки, но и от выбора места расположения горных выработок относительно пластов.

При разработке далеко расположенных друг от друга пластов, независимо от системы вскрытия, каждый пласт подготавливается и разрабатывается самостоятельно. Близко расположенные пласты объединяются в группы для совместной подготовки и разработки.

Подготовка пластов может быть пластовой и полевой, индивидуальной и групповой.

При пластовой подготовке все горные выработки проводят и поддерживают по каждому из разрабатываемых пластов полезного ископаемого. Основные выработки проводят, как правило, по пласту узким забоем, охраняя их целиком или массивом угля. Размеры предохранительных целиков между наклонными стволами, капитальными или панельными бремсбергом (уклоном) и ходком принимаются не менее 30 м; между участковым бремсбергом (уклоном) и ходком — не менее 20 м; между наклонным стволом, капитальным или панельным бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью — не менее 40 м; между участковым бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью — не менее 20 м.

Когда выработки, проведенные по пласту, трудно поддерживать в рабочем состоянии, особенно выработки с продолжительным сроком службы (капитальные и панельные бремсберги, основные штреки), их проводят по пустым породам или пропласткам на некотором расстоянии от разрабатываемого пласта, периодически соединяя с пластовыми выработками. В этом случае имеет место полевая подготовка пластов. Так, например, при слабых вмещающих пласт породах, а также при мощных пластах углей, склонных к самовозгоранию, полевые выработки проводятся на расстоянии от пласта не менее 7 м, при этом в кровле и почве толща прочных пород должна составлять не менее 1,5—2 м.

Полевая подготовка определяется следующими основными факторами:

длительным (порядка 10 лет и более) сроком службы выработки;

необходимостью с максимально возможной в данных условиях надежностью обеспечения одновременной обособленной подготовки и отработки запасов в различных частях шахтного поля (шахтные и выемочные блоки, панели) и на отдельных пластах;

необходимостью подготовки пластов, склонных к самовозгоранию, опасных по внезапным выбросам угля и газа или по горным ударам;

необходимостью подготовки мощных пластов (мощность 3,5 м и более).

В остальных случаях после необходимого анализа и расчета предпочтение отдается полевой подготовке.

Располагать полевые выработки следует в крепких породах вне зоны влияния очистных работ. Выработки, проведенные по слабым породам и находящиеся в зоне влияния очистных работ, не имеют преимуществ ни в процессе проведения, ни, тем более, в процессе их длительной эксплуатации. Кроме того, полевые выработки при правильном их заложении и использовании могут резко уменьшить потери угля в различного рода целиках.

Недостатками полевой подготовки являются:

большой объем породы, выдаваемой из шахты, что вызывает необходимость увеличения пропускной способности вспомогательных стволов, затрат на ее перевозку и складирование на поверхности или требует решения довольно сложной задачи по оставлению породы в шахте;

недостаточная доразведка горными выработками шахтного поля;

относительно высокая стоимость проведения полевых выработок по сравнению с пластовыми того же сечения и назначения.

При индивидуальной подготовке пласта проводят и поддерживают все выработки, необходимые для отработки шахтного поля или отдельных его частей.

Выработки могут проводиться как пластовыми, так и полевыми.

При групповой подготовке основные подготовительные выработки проводят общими для всех разрабатываемых пластов — вышиты или отдельной ее группы. При этом отпадает необходимость поддерживать подготовительные выработки (этажные штреки, капитальные или панельные бремсберги и уклоны) по всем пластам.

При группировании пластов по всей длине сохраняют лишь групповые штреки. Для передачи груза с других пластов и пропуска воздушной струи от группового штрека через определенное расстояние проводят промежуточные квершлагы или наклонные скаты. Задние квершлагы или скаты и отработанную часть штреков погашают (рис. 3.1).

Групповая подготовка имеет следующие достоинства: сокращаются число и протяженность поддерживаемых выработок; повышается эффективность работы транспорта, уменьшаются точки воздуха и улучшаются условия проветривания шахты. Все это способствует повышению производительности труда и уменьшению себестоимости добываемого угля.

Групповые выработки при разработке 2—4 пластов необходимо располагать, как правило, в лежачем боку группы пластов,

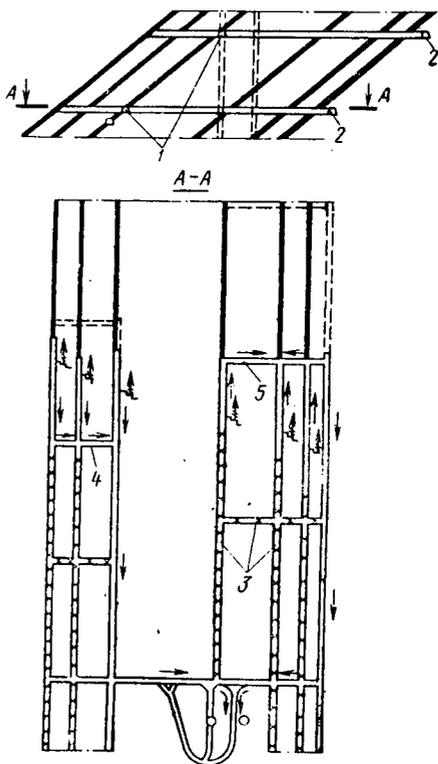


Рис. 3.1. Группирование пластов:

1 — групповые штреки; 2 — полевые штреки; 3 — погашаемые выработки; 4 — задний квершлаг; 5 — передний квершлаг

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 подрботки. 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 междупластия 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 будет ли дороже проведение и поддержание групповой и всех заменяющих выработок общей стоимости проведения и поддержания донотипных 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 воздуху;

склонность пласта к самовозгоранию, опасность его в отношении горных ударов и внезапных выбросов (как правило, по таким пластам групповых выработок не проводят);

возможность передвижения людей, доставки оборудования и материалов, водоотлива, энергоснабжения, ремонта и т. п.;

опасность загазирования и пылеобразования;

надежность работы механизмов, устанавливаемых в групповой выработке;

взаимная подрботка 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 групповой подготовке и выборе определенной выработки в качестве групповой должен предшествовать тщательный анализ всех конкретных особенностей с выполнением необходимых расчетов.

§ 3. Классификация систем подготовки шахтных полей

Подготовка запасов всегда производится по определенной системе, под которой понимается определенный порядок проведения подготовительных выработок, увязанный во времени и в пространстве и имеющий целью при наименьших затратах и в кратчайший срок подготовить к выемке возможно больший объем вскрытых запасов, и создающий необходимые условия для выемки этих запасов с высокой эффективностью.

Система подготовки включает в себя выработки общешахтного и участкового назначения. К общешахтным выработкам относятся полевые штреки и панельные промежуточные квершлагги, капитальные групповые бремсберги, групповые штреки, вентиляционные шурфы и в некоторых случаях другие выработки.

Выработки, служащие для подготовки и отработки запасов только одного выемочного участка на данном пласте (бремсберги, скаты, этажные штреки с рельсовым путем, гезенки и т. п.), называются участковыми подготовительными выработками.

Таким образом, система подготовки является важной составной частью общего технологического процесса ведения горных работ как при строительстве, так и при эксплуатации шахты.

Понятно, что выбор той или иной системы подготовки должен быть тесным образом увязан как с системой вскрытия, так и с системами разработки. Изменения по каким-либо причинам системы разработки могут привести к соответствующим изменениям в системе подготовки вплоть до ее полной замены в процессе эксплуатации шахты.

В некоторых системах подготовки главным является подготовка запасов сразу на всю глубину шахтного поля или на значительную его часть по глубине, в других же системах — запасы готовятся по простиранию с частым делением шахтного поля на части по глубине.

В основу классификации систем подготовки положен принцип деления по двум признакам:

способу деления шахтопласта на части;

числу пластов, обслуживаемых одной подготовительной выработкой.

Выбор этих признаков в качестве классификационных позволяет образовать три класса:

системы погоризонтной подготовки;

системы панельной подготовки;

системы этажной подготовки.

Каждый класс включает в себя две группы:

системы подготовки для индивидуальной отработки,

системы подготовки для групповой отработки.

Глава II

СИСТЕМЫ ПОГОРИЗОНТНОЙ ПОДГОТОВКИ

§ 1. Сущность погоризонтной подготовки

Сущность системы погоризонтной подготовки заключается в том, что пласт в пределах шахтного поля между горизонтами делят на выемочные участки, вытянутые по падению или восстанию. В каждом выемочном участке размещают одну или две лавы, очистные забои которых перемещаются по падению или восстанию пласта.

§ 2. Системы погоризонтной подготовки для индивидуальной отработки пласта

Подготовка пласта начинается с проведения штреков, один из которых полевой и второй пластовый (рис. 3.2). Срок службы этих штреков равен времени отработки шахтного поля, а длина —

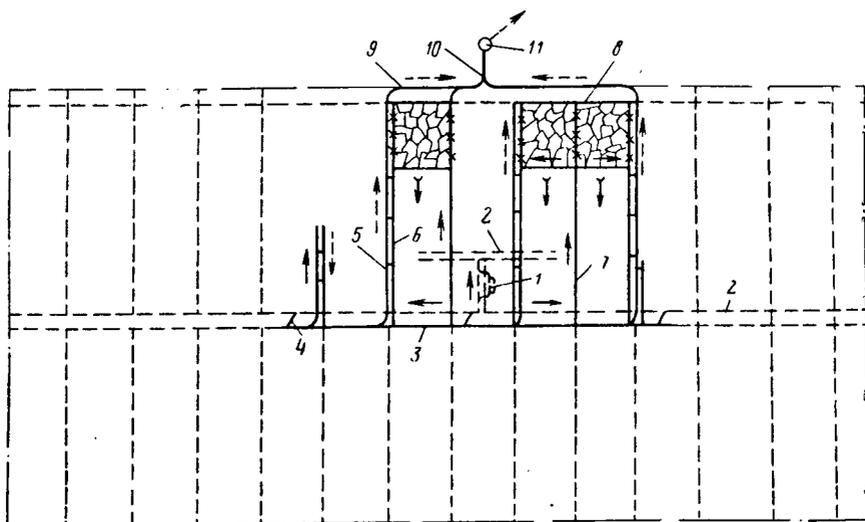


Рис. 3.2. Система погоризонтной подготовки:

1 — стволы; 2 — главный полевой штрек; 3 — пластовый штрек; 4 — квершлаг; 5 — вентиляционный ходок; 6, 7 — конвейерные бремсберги; 8 — вентиляционный штрек; 9 — главный вентиляционный штрек (полевой); 10 — вентиляционный квершлаг; 11 — вентиляционный ствол

размеру шахтного поля по простиранию. Основным функциональным назначением полевого штрека является откатка добытого угля; по пластовому штреку производится транспортирование в очистные забои необходимых грузов и оборудования. Штреки периодически соединяются между собой квершлагами. От пластового штрека проводятся наклонные выработки (ходки и бремс-

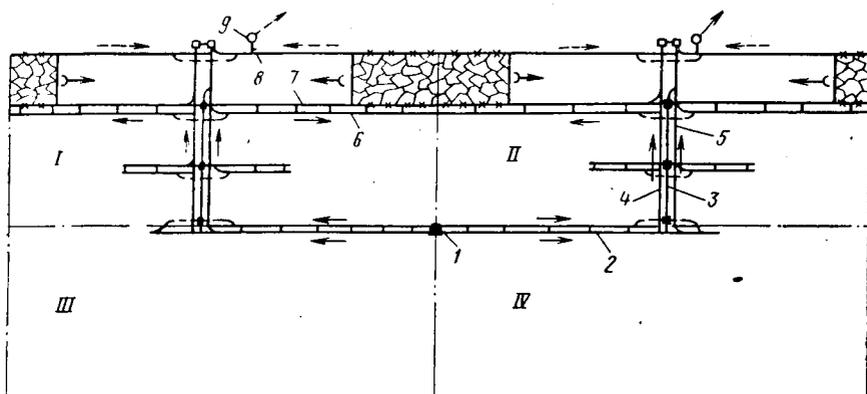


Рис. 3.4. Система панельной подготовки:

1 — квершлаг; 2 — главный откаточный штрек; 3 — панельный бремсберг; 4, 5 — ходки; 6 — параллельный штрек; 7 — конвейерный ярусный штрек; 8 — вентиляционный ярусный штрек; 9 — шурф

§ 2. Системы панельной подготовки для индивидуальной отработки пластов

При панельной подготовке для индивидуальной отработки пластов от капитального квершлага проводят в обе стороны по

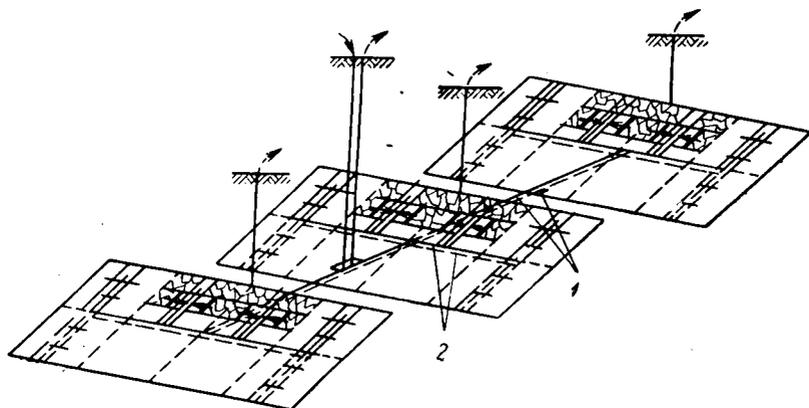


Рис. 3.5. Панельная подготовка свиты пластов для индивидуальной отработки:

1 — капитальные квершлаг; 2 — главные штреки

каждому пласту главные штреки, а от них панельные бремсберги (уклоны). На рис. 3.5 изображена разработка бремсберговых панелей от середины шахтного поля. Проветривание 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-двоенные стволы. В этом случае на каждом пласте необходимо иметь помимо главного откаточного штрека параллельный ему главный вентиляционный штрек. Если он не был пройден одновременно с откаточным штреком, то его проводят во второй период отработки шахтного поля — период развития очистных работ в его уклонной части.

§ 3. Системы панельной подготовки для групповой отработки пластов

При панельной подготовке для групповой разработки двух пластов главные откаточный и вентиляционный штреки проводят только по одному пласту.

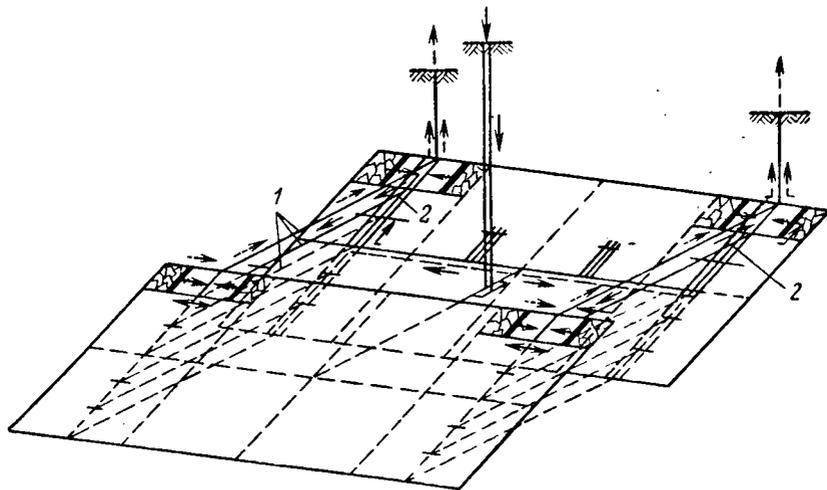


Рис. 3.6. Панельная подготовка пластов с группированием на горизонте ярусных штреков:

1 — ярусные квершлагги; 2 — групповые панельные бремсберги

Группирование при панельной подготовке может осуществляться на горизонте ярусных штреков и на горизонте главных штреков.

При группировании на горизонте ярусных штреков (рис. 3.6) на одном пласте (обычно на нижнем) проводят групповой панельный бремсберг в каждой панели, а на другой пласт проводят откаточные и вентиляционные ярусные квершлагги; от ярусных квершлаггов на верхнем пласте проводят в обе стороны откаточные и вентиляционные штреки и соединяют их только ходком.

Проветривание сгруппированных панелей осуществляется через самостоятельные стволы, по которым отводится исходящая воздушная струя с обоих пластов.

При группировании на горизонте (рис. 3.7) главного откаточного штрека у каждого панельного бремсберга проводят промежуточные квершлагги. Панельные бремсберги и уклоны проводят по каждому пласту.

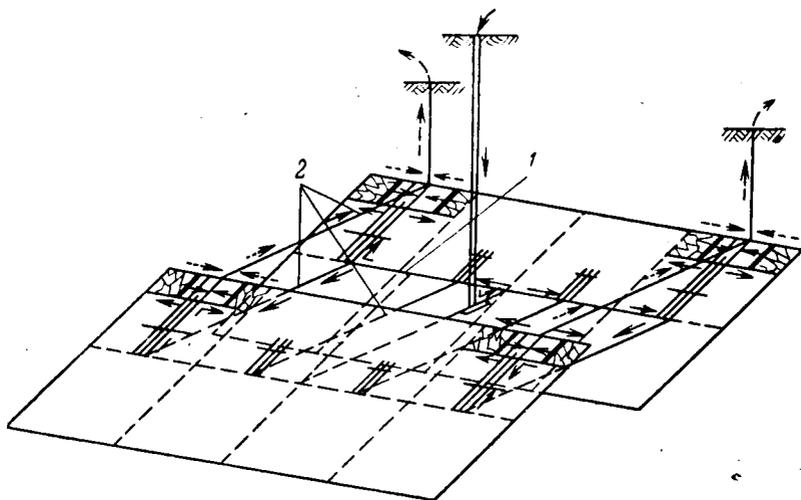


Рис. 3.7. Панельная подготовка пластов с группированием на горизонте главного откаточного штрека:

1 — главный откаточный штрек; 2 — промежуточный квершлаг

Группирование на горизонте ярусных штреков и квершлаггов осуществляется при неустойчивых боковых породах и горизонтальном расстоянии между пластами, не превышающем 50—100 м.

Группирование на горизонте главного откаточного штрека целесообразно производить при значительном расстоянии между пластами или когда пропускная способность одного группового бремсберга недостаточна для выдачи угля и проветривания выработок на двух пластах.

§ 4. Область применения панельной подготовки

Панельные системы подготовки шахтных полей, как правило, применяются при разработке горизонтальных и пологих пластов с углами падения до 18° . На пластах с углами падения более 18° для обеспечения конвейерной доставки угля по уклонам их проводят диагонально к линии падения пласта с таким расчетом, чтобы угол наклона конвейеров не превышал 18° .

Панельная система подготовки, как правило, применяется на крупных шахтах, а при полной конвейеризации шахты и других благоприятных условиях позволяет создавать и очень крупные по мощности предприятия с годовой добычей угля 6 млн. т и более.

Достоинства панельной системы 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 уменьшает их удельную стоимость и сокращает число углубок стволов; бесперегрузочная перевозка материалов колесным транспортом от склада до забоя и обратно;

сравнительно малый объем постоянно поддерживаемых выработок;

большая нагрузка на отдельный пласт и панель, способствующая высокой концентрации горных работ.

Недостатки панельной системы подготовки:

ограничение области применения пологими и наклонными пластами;

сложность в обеспечении надежного проветривания длинных бремсберговых и особенно уклонных полей, имеющих одновременно в работе несколько подготовительных и очистных забоев;

трудности при эксплуатации длинных наклонных выработок.

Г л а в а IV

СИСТЕМЫ ЭТАЖНОЙ ПОДГОТОВКИ

§ 1. Сущность этажной подготовки

Отличительной особенностью этих систем является деление шахтного поля на этажи, вертикальная высота которых одинакова по всему простиранию пласта в шахтном поле. Разные по времени отработки этажи могут иметь и различную вертикальную высоту.

В зависимости от условий залегания пластов, их мощности, склонности к самовозгоранию, газоопасности угля и вмещающих пород, опасности в отношении горных ударов, геологической нарушенности, а также от производственной мощности шахты и других факторов вертикальная высота этажа, как было отмечено выше, принимается не менее 100—120 м.

При этажной подготовке (рис. 3.8) от околоствольного двора или от места пересечения пласта капитальным квершлагом проводят главный откаточный штрек, пластовый или полевой, обычно на длину до 150 м. В середине шахтного поля по восстанию пласта

Сущность этой системы состоит в проведении по пласту от места его пересечения этажным квершлагом этажного откаточного штрека и просека на всю длину этажа или на ту часть этажа, которую предполагается вынимать в первую очередь. Таким же образом от места пересечения пласта вентиляционным квершлагом проводятся этажный вентиляционный штрек и параллельный ему вентиляционный просек. На расстоянии, равном длине выемочного поля (400—600 м), вентиляционный и откаточный штреки соединяются бремсбергами и ходками.

При делении этажа на подэтажи проводятся подэтажные штреки. Проветривание выемочных полей осуществляется подачей воздуха по этажному откаточному штреку, а исходящая струя воздуха поступает на вентиляционный штрек и далее направляется по вентиляционному квершлагоу к стволу или в случае неглубокого залегания пласта выдается через вентиляционный шурф.

§ 3. Системы этажной подготовки для групповой отработки пластов

Для групповой отработки двух пластов капитальный бремсберг целесообразно проводить только по одному нижнему пласту (рис. 3.11), а на второй пласт в каждом этаже недалеко от бремсберга необходимо проводить промежуточные квершлагы — откаточный и вентиляционный. Уголь, добытый из верхнего пласта, транспортируется по квершлагоу на штрек нижнего пласта, называемый групповым, и по капитальному бремсбергу вместе с углем нижнего пласта доставляется на горизонт околоствольного двора и направляется к стволу.

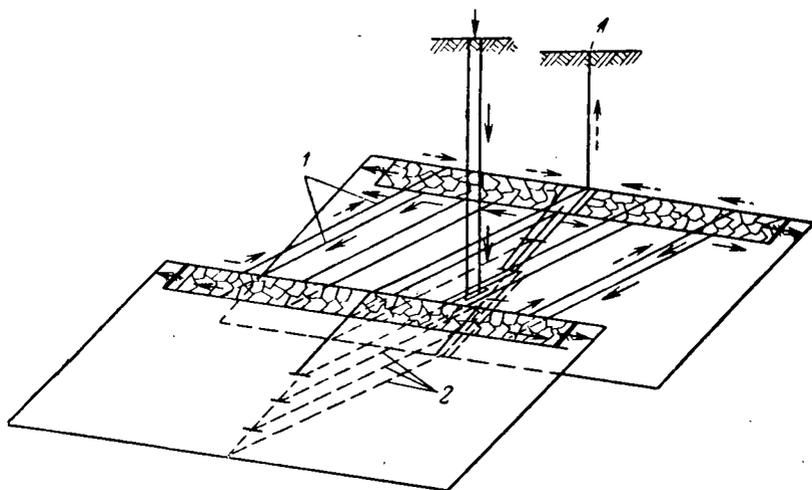


Рис. 3.11. Этажная подготовка для групповой отработки пластов с группированием на горизонте этажных штреков:

1 — групповые промежуточные квершлагы; 2 — этажные квершлагы

Струя воздуха для проветривания движется в направлении, противоположном движению груза: сначала по откаточным выработкам к очистным забоям, а затем по вентиляционному штреку

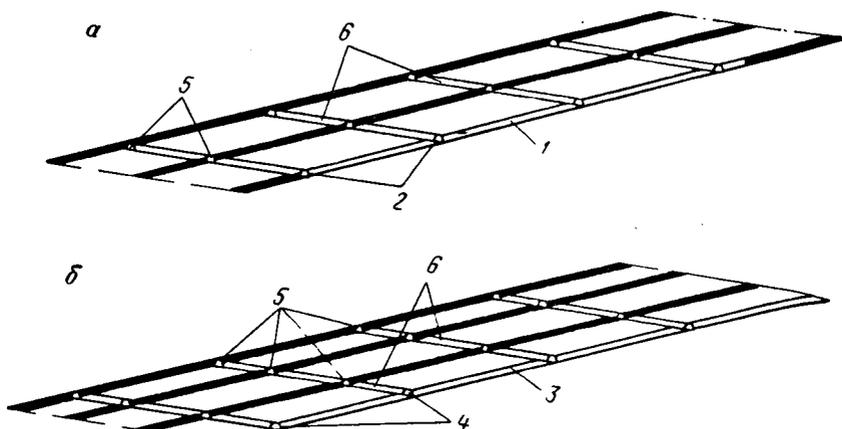


Рис. 3.12. Система этажной подготовки с группированием на пластовые (а) и полевые (б) бремсберги:

1 — групповой пластовой бремсберг; 2 — групповой пластовой штрек; 3 — групповой полевой бремсберг; 4 — групповой полевой штрек; 5 — пластовой штрек; 6 — промежуточный квершлаг

верхнего пласта, вентиляционному промежуточному квершлагу, вентиляционному штреку нижнего пласта и далее к шурфу.

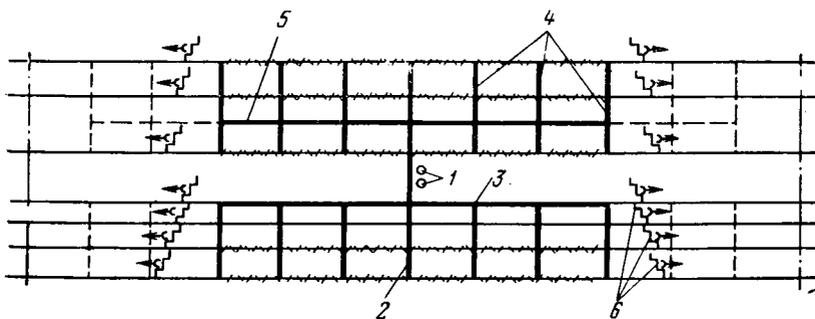


Рис. 3.13. Подготовка свиты крутых пластов (первый вариант):

1 — стволы; 2 — этажный квершлаг; 3 — групповой пластовой штрек; 4 — участковые квершлаг; 5 — полевой штрек; 6 — очистные забои

При небольшом расстоянии между пластами откаточный и вентиляционный этажные штреки можно поддерживать только на одном пласте, периодически соединяя пласты промежуточными квершлагами вблизи очистных забоев и погашая штреки на другом пласте. На рис. 3.11 изображена разработка верхнего этажа, причем пласты соединены тремя парами промежуточных квершлаг-

гов как на одном, так и на другом крыле. Груз концентрируется на этажном групповом штреке и бремсберге нижнего пласта.

Система этажной подготовки с группированием на пластовые (рис. 3.12, а) и полевые (рис. 3.12, б) бремсберги (уклоны) предусматривает проведение по нижнему пласту (или породе) группового бремсберга (уклона), который с помощью групповых (пластовых и полевых) штреков и промежуточных квершлагов концентрирует весь добываемый уголь. Групповые бремсберги (уклоны) должны иметь достаточное сечение для пропуски воздуха в очистные забои обслуживаемых пластов. Это обстоятельство

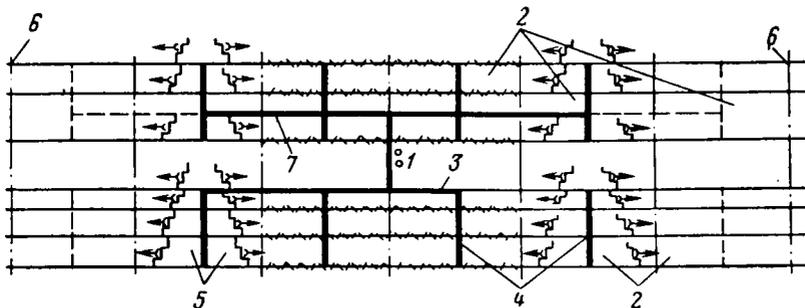


Рис. 3.14. Подготовка свиты крутых пластов (второй вариант):

1 — стволы; 2 — блоки; 3 — групповой пластовой штрек; 4 — блоковые квершлагы; 5 — очистные забои; 6 — границы шахтного поля

лимитирует число одновременно разрабатываемых пластов через групповой бремсберг или уклон.

При разработке свиты крутых пластов применяются два варианта этажной системы 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. 3.13). На каждом пласте располагают только два очистных забоя, по одному в каждом крыле. Пласты разрабатывают как отдельно, так и совместно. Этот вариант широко применяется при разработке свиты тонких пластов. Описанный вариант системы подготовки характеризуется ограниченным количеством очистных забоев, значительной пространственной разбросанностью их и большим количеством участковых квершлагов.

По второму варианту свита пластов делится на двусторонние участки (блоки), которые подготавливаются самостоятельными блоковыми квершлагами. Разработка каждого пласта в пределах блока ведется в двух направлениях (рис. 3.14). 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 блока, то число, 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, проводимых по породе (участковых квершлагов).

Вследствие двусторонней отработки блоков срок поддержания выработок сокращается в 2 раза, поэтому стоимость поддержания подготовительных выработок уменьшается. Кроме того, повышается концентрация очистных работ, снижаются затраты на транспорт, улучшается тепловой режим в глубоких шахтах.

§ 4. Область применения этажной подготовки

Этажная подготовка применяется на пластах с углами падения более 18° . Кроме того, в некоторых случаях она находит применение на пологих пластах; при вскрытии шахтных полей наклонными стволами, пройденными по пласту; при вскрытии шахтных полей вертикальными стволами с ограниченными размерами шахтного поля по простиранию; при разработке сильно газоносных пластов.

Системы этажной подготовки для индивидуальной отработки пластов применяются, как правило, на наклонных пластах. Системы, предусматривающие подготовку для групповой отработки нескольких пластов, применяются на наклонных, крутонаклонных и крутых пластах.

Этажная подготовка применима при любых вариантах вскрытия, допускает широкое варьирование в сочетании с системами разработки и пригодна для подготовки как отдельных пластов, так и целой свиты их. В последнем случае всегда предпочтительнее объединять близкорасположенные пласты для групповой подготовки и отработки, которая уменьшает общий объем подготовительных работ, создает благоприятные условия для работы внутришахтного транспорта и уменьшает затраты на поддержание выработок.

Г л а в а V

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ПОДГОТОВКИ

§ 1. Определение наклонной высоты этажа (яруса) и длины действующих очистных забоев

Длина этажа (яруса) по падению может быть рассчитана исходя из годовой мощности шахты, длины лавы и скорости подвигания очистных забоев. Между годовой мощностью шахты A_r , скоростью подвигания очистных забоев $v_{0.з}$ и длиной действующих очистных забоев L_d существует связь:

$$L_{\lambda} = \frac{A_{\Gamma}}{v_{o.з} N_{д} \Phi p c}, \text{ м,} \quad (3.1)$$

де p — производительность пласта, т/м²;

c — коэффициент извлечения угля;

$N_{д}$ — число рабочих дней в году;

Φ — коэффициент, учитывающий наличие геологических изменений.

При определении линии действующих очистных забоев следует исходить из условия обеспечения производственной мощности пахты ведением эксплуатационных работ на одном горизонте. Срок службы горизонта на пологих и наклонных пластах должен оставлять не менее 10—15 лет и на крутых пластах не менее 0 лет.

Число действующих лав по шахте при известной длине лавы действующей линии очистных забоев будет

$$n_{\lambda} = \frac{L_{\lambda}}{l_{\lambda}},$$

де l_{λ} — длина лавы, м.

Кроме действующих лав должны быть резервные лавы. Таким образом, общее число лав будет

$$n_{об} = n_{\lambda} + n_{рез}$$

огда общая действующая линия очистных забоев

$$L_{об} = L_{\lambda} + L_{рез} = l_{\lambda} n_{\lambda} + l_{\lambda} n_{рез},$$

де $n_{рез}$ — число резервных лав;

$L_{рез}$ — резервная линия забоев, м.

Для обеспечения устойчивой и ритмичной работы шахты необходимо планировать работу по добыче угля в одну смену в сутки:

а) при разработке пластов в благоприятных горно-геологических условиях одного очистного забоя из 5—6 действующих;

б) при разработке пластов в сложных горно-геологических условиях — одного очистного забоя из 3—4 действующих.

При разработке крутых пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, резерв очистных забоев должен составлять 5—20% числа действующих.

При одновременной разработке нескольких пластов длина действующей линии забоев на каждом пласте

$$L_{\lambda} = \frac{A_{\Gamma}}{v_{o.з} N_{д} \Phi \sum p c}, \quad (3.2)$$

де $\sum p$ — суммарная производительность всех одновременно разрабатываемых пластов, т/м².

При пологом и наклонном залегании необходимо ориентироваться на одновременную разработку не более 2—3 пластов, при крутом залегании — не более 70—75% рабочих пластов. Для

достижения высокой концентрации горных работ следует стремиться размещать лавы в наименьшем количестве одновременно обрабатываемых панелей. Очистные работы в одной панели одновременно могут вестись не более чем в четырех лавах, при этажной подготовке шахтного поля желательнее, чтобы производственная мощность шахты обеспечивалась работой не более одного этажа на каждом одновременно разрабатываемом пласте. Формулы для определения наклонной высоты этажа (яруса) приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Условие залегания пластов	Высота этажа (яруса) для пластов	
	тонких и средней мощности	мощных
Пологое и наклонное	$H_{\text{эт(яр)}} = l_n n_l + \sum h_{\text{ц}}^{\text{э}}(\text{я}) + \sum h_{\text{ш}}^{\text{э}}(\text{я})$	
Крутонаклонное и крутое	$H_{\text{эт}}^{\text{в}} = 0,018\alpha^2 - 3,2\alpha + 260,$ но не менее 120 м	$H_{\text{эт}} = \frac{A_{\text{г}}}{v_{\text{о.з}} \sum p c},$ но не менее 100 м

П р и м е ч а н и е.

$H_{\text{эт}}$ — наклонная высота этажа (яруса), м;

$H_{\text{эт}}^{\text{в}}$ — вертикальная высота этажа (яруса), м;

n_l — число лав в этаже (ярусе);

$\sum h_{\text{ц}}^{\text{э}}(\text{я})$ — размеры целиков угля в этаже (ярусе), м;

$\sum h_{\text{ш}}^{\text{э}}(\text{я})$ — ширина штреков в этаже (ярусе), м;

α — угол падения пласта, градус;

$v_{\text{о.з}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/год.

§ 2. Определение размера панели по простиранию

Для расчета размеров панели по простиранию применяются различные методы. Наиболее распространенным из них является метод вариантов, сущность которого заключается в следующем.

Для конкретного месторождения намечается несколько технически приемлемых длин панели по простиранию, отличающихся на 300—500 м. Далее по всем вариантам определяются затраты на проведение комплекса выработок в пределах панели, на монтажно-демонтажные работы, на поддержание ярусных штреков в период их проведения и в период ведения очистных работ, а также затраты на транспортирование угля по штрекам.

Затраты на проведение ярусных штреков, поддержание наклонных выработок и затраты на транспортирование угля по наклонным выработкам к расчету не принимаются, так как они практически не зависят от размеров панели по простиранию.

Таблица 3.2

Процессы	Расчетная формула для определения затрат по процессу
Проведение бремсберга	$C = \frac{\rho k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3} k_{\Pi_4} (k_1 F + k_2 - k_3 \eta F) L_{бр}}{n_1 l_{л} m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Проведение ходков	$C = \frac{n_{ход} \rho [k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3} k_{\Pi_4} (k_1 F + k_2 - k_3 \eta F) + k_{р. п}] L_{ход}}{n_1 l_{л} m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Сооружение приемно-управительных площадок	$C = \frac{(V_{в} + n' V_{пр. пл} + V_{н}) C_{пл}^* \rho k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3}}{n_1 l_{л} m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Проведение вентиляционных сбоек между одами	$C = \frac{n_{сб} C_{сб}^* b \rho L_{сб} c k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3}}{n_1 l_{л} \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Проведение разрезных очей	$C = \frac{2 C_{печ}^* b \rho k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3}}{\gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Монтаж и демонтаж буродования в лаве	$C = \frac{2 (C_{м} + C_{д})}{m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Поддержание ярусных трекров в период их роведения	$C = \frac{n_2 r_0 F k_0 k_y k_r \left(\frac{S^2}{96 v_{пр}} + 0,1 S \right)}{n_1 l_{л} m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Поддержание ярусных трекров в период ведения очистных работ	$C = \frac{n_2 r_0 F k_0 k_y k_r \frac{S}{2 N_{дв.з}} \left(\frac{S}{4} + 0,6 k_m l_T^{1,5} \right)}{n_1 l_{л} m \gamma c (S - B_{ц})}, \text{ руб/т}$
Транспорт угля по русным штрекам: конейрами	$C = \frac{85,1 + 0,378 \frac{S}{4} + 53,0 n_k}{A'}, \text{ руб/т}$
аккумуляторными летрозами	$C = \frac{0,01 \frac{S}{4} + 230}{A'}, \text{ руб/т}$

Примечание.

- ρ — коэффициент, учитывающий общешахтные затраты на проведение выработок, $\rho = 2,15 \div 2,55$ до сдачи шахты в эксплуатацию; $\rho = 1,17 \div 1,84$ после сдачи шахты в эксплуатацию;
- k_{Π_1} — коэффициент, учитывающий глубину ведения горных работ; ($k_{\Pi_1} = 0,99 + 0,000122H$, здесь H — средняя глубина заложения выработки, м);
- k_{Π_2} — коэффициент, учитывающий обводненность выработок (при обводненности до $6 \text{ м}^3/\text{г}$ $k_{\Pi_2} = 1$; при обводненности более $6 \text{ м}^3/\text{г}$ $k_{\Pi_2} = 1,1 \div 1,13$);

- $k_{Пз}$ — коэффициент, учитывающий выбросоопасность угля и породы (для всех выработок, не опасных по выбросам угля и породы, $k_{Пз} = 1$; для горизонтальных и наклонных выработок, опасных по выбросам угля и породы, $k_{Пз} = 1,06$);
- $k_{П4}$ — коэффициент, зависящий от расстояния откатки горной массы ($k_{П4} = 0,99 + 0,000122L_{ср}$, здесь $L_{ср}$ — среднее расстояние откатки);
- k_1, k_2 — коэффициенты, учитывающие стоимость проведения горизонтальных и наклонных выработок (см. табл. 3.3);
- F — поперечное сечение выработки в свету, м²;
- η_y — отношение площади забоя по углю к полному сечению выработки (арочная форма крепи, нижняя подрывка породы $\eta_y = \frac{0,87m^{1,4}}{F^{0,62}}$; то же, верхняя подрывка породы $\eta_y = \frac{0,78m}{3\sqrt[3]{F}}$; трапециевидная форма крепи; нижняя подрывка породы $\eta_y = \frac{0,43m}{F^{0,2}}$; то же, верхняя подрывка породы $\eta_y = \frac{0,66m}{F^{0,2}}$);
- k_3 — коэффициент, учитывающий уменьшение стоимости проведения выработки со смешанным забоем или только по углю по сравнению со стоимостью проведения ее по породе (см. табл. 3.3);
- $L_{бр}$ — длина проводимого бремсберга, м;
- n_1 — число лав в крыле панели;
- S — размер панели по простиранию, принимается в соответствии с принятым вариантом, м;
- $B_{ц}$ — суммарная ширина целиков около наклонных выработок, включая и сами выработки, м;
- $k_{р.п}$ — затраты на укладку рельсового пути, руб/м;
- $n_{ход}$ — число ходков в панели;
- $V_B, V_{пр.пл}, V_H$ — объем приемно-отправительной площадки соответственно верхней, промежуточной и нижней (при вагонетке 2—3 т $V_B = 0,85$, $V_{пр.пл} = 1,0$; $V_H = 1,75$ тыс. м³, м³);
- n' — число промежуточных площадок;
- $C_{пл}^*$ — средние затраты на проведение 1 м³ приемно-отправительной площадки, руб.;
- $n_{сб}$ — число вентиляционных сбоек между ходками;
- $C_{сб}^*$ — затраты на проведение 1 м³ вентиляционной сбойки, руб.;
- b — ширина вентиляционной сбойки или разрезной печи, м;
- $L_{сб}$ — длина сбойки между ходками, м;
- $C_{печ}^*$ — затраты на проведение 1 м³ разрезной печи, руб.;
- C_m — затраты на 1 м монтажа комплекса в лаве, руб.;
- C_d — затраты на 1 м демонтажа комплекса в лаве, руб.;
- n_2 — число поддерживаемых ярусных штреков;
- g_2 — затраты на поддержание 1 м³ выработки в свету, руб.;
- k_o — коэффициент, учитывающий влияние способа охраны выработки (см. табл. 3.4);
- k_y — коэффициент, учитывающий влияние устойчивости боковых пород (см. табл. 3.5);
- k_r — коэффициент, учитывающий влияние глубины ведения горных работ;
- $v_{пр}$ — скорость проведения ярусных штреков, м/мес.;
- k_m — коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта [$k_m = 0,425 (1,35 + m)$; если выработка пройдена в массиве угля или породы, то $k_m = 1$];
- l_T — длина тупика, поддерживаемого в выработанном пространстве, м;
- n_K — число приводов в конвейерной линии;
- A' — грузопоток за сутки, т.
- Остальные обозначения те же, что и ранее.

Продолжение табл. 3.3

Тип выработки	Вид крепи	f=2÷3			f=4÷6			f=7÷9			
		k ₁	k ₂	k ₃	k ₁	k ₂	k ₃	k ₁	k ₂	k ₃	
31—45°	Деревянная, полный дверной оклад Стены и свод бетонные Стены бетонные, перекрытие из стальных балок с бетонным заполнением	14	40	—	19	20	—	—	19	—	—
		20	60	—	20	60	—	—	20	74	—
		30	26	4,0	30	26	4,0	4,0	28	48	5,8
Наклонная, проводимая снизу вверх с углом наклона до 43°	Металлическая, арочная Деревянная, неполный дверной оклад, вразбежку Стены и свод бетонные Стены бетонные, перекрытие из стальных балок с бетонным заполнением	17	40	1,4	16	34	2,2	2,2	15	40	4,4
		16	2	1,1	17	2	1,8	1,8	18	2	6,2
		17	52	2,4	16	58	3,5	3,5	15	72	4,8
		26	31	2,3	25	28	2,2	2,2	24	40	3,5
14—30°	Металлическая арочная Деревянная, неполный дверной оклад, вразбежку Стены и свод бетонные Стены бетонные, перекрытие из стальных балок с бетонным заполнением	17	45	1,6	17	36	2,1	2,1	16	46	4,8
		21	24	3,0	22	25	3,4	3,4	20	10	5,1
		16	66	1,1	17	55	2,6	2,6	16	70	3,8
		27	31	1,3	25	36	2,1	2,1	25	40	4,6
31—45°	Деревянная, полный дверной оклад Стены и свод бетонные Стены бетонные, перекрытие из стальных балок с бетонным заполнением	12	44	—	18	20	—	—	—	—	—
		17	70	—	18	52	—	—	18	80	—
		28	37	1,5	27	30	2,9	2,9	25	56	6,2

Таблица 3.4

Способ охраны выработки		k_0
С одной стороны	С другой стороны	
Массив угля	Бутовая полоса в выработанном пространстве	1,0
Бутовая полоса и массив угля	То же	0,6—0,8
Целик угля	»	2,0—2,5
Массив угля или породы	Массив угля или породы	0,3—0,5
Массив угля	Целик угля	1,3—2,2
Бутовая полоса в выработанном пространстве	Бутовая полоса в выработанном пространстве	1,5—2,0
Целик угля	Целик угля	3,0—4,0

Таблица 3.5

Классификация пород (По ДОНУГИ)	k_y при видах крепи	
	деревянной	металлической и из железобетонных стоек
Устойчивые	0,5	0,4
Средней устойчивости	1,0	1,0
Неустойчивые	1,75	2,2

В общем виде сумма учтенных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов в пределах панели, как функция размера панели по простиранию выражается уравнением

$$\sum C = C_1 + C_2 + \dots + C_n,$$

де C_1, C_2, \dots, C_n — затраты на проведение комплекса выработок в пределах панели, монтажно-демонтажные работы и т. д.

Формулы для расчета учтенных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов в пределах панели, приведены в табл. 3.2, в табл. 3.3—3.5 даны значения коэффициентов, входящих в эти формулы.

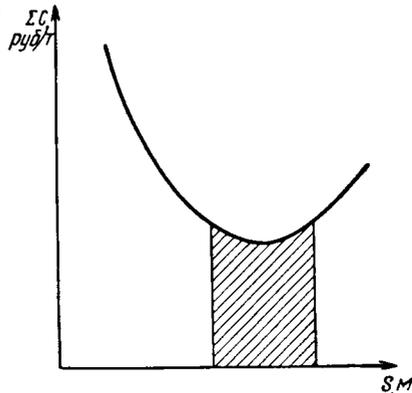


Рис. 3.15. Зависимость суммарных учтенных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов, от длины панели

По данным расчета, проведенного по формулам табл. 3.2, строится график зависимости суммарных учетных затрат, отнесенных на 1 т промышленных запасов, от длины панели (рис. 3.15). Оптимальным размером панели по простиранию считается тот, при котором сумма учетных затрат, отнесенная на 1 т промышленных запасов, будет наименьшей. Окончательно размер панели корректируется так, чтобы в шахтном поле можно было разместить целое число панелей.

§ 3. Определение рациональной длины лавы по техническим и экономическим факторам

Расчет рациональной длины лавы осуществляется в следующей последовательности:

1) устанавливается максимально возможная по фактору проветривания нагрузка на очистной забой (при обязательном учете мероприятий по ее повышению: применение дегазации, прямых схем проветривания и т. п.);

2) определяется возможная в рассматриваемых условиях эксплуатационная производительность комплекса оборудования без учета фактора проветривания, которая выражается в форме аналитической зависимости от длины лавы;

3) в результате сравнения к дальнейшим расчетам принимается меньшая из двух установленных величин нагрузки;

4) составляется функция затрат внутри и вне лавы и определяется экономически выгодная длина лавы;

5) установленную таким образом длину лавы необходимо скорректировать по фактору рациональной организации работ, по фактору горного давления, по конструктивным особенностям применяемого очистного оборудования.

Первоначально определяется суточная нагрузка на очистной забой по газовому фактору $A_{сут}^r$ по формуле

$$A_{сут}^r = j k_M^c T_{сут}, \text{ т/сут,}$$

где j — расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору (т/мин), определяемая по формуле

$$j = \frac{0,6vF_{о.р}pd}{k_{дег.пл}(1-k_{дег.пл}) + [(1-k_{дег.е})q_{пл} \times (1-k_{дег.пл}) + k_{в.п}q_{в.п}(1-k_{дег.сп})] k_M^c}, \text{ т/мин,}$$

где v — максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, равная 4 м/с;

$F_{о.р}$ — расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²; определяется в зависимости от степени обособленности, разбавления по источникам поступления и направления исходящей из лавы струи по формуле

$$F_{о.р} = F_{оч} k_{ут.в},$$

где $F_{оч}$ — площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету:

Тип крепи «Донбасс»	МК-97	М-87	М-81	ОМКТМ	ОКП
$F_{оч}$ при минимальной мощности пласта, м ² . . .	1,6	1,4	2,7	3,5	2,7
$F_{оч}$ при максимальной мощности пласта, м ² . . .	2,5	3,4	4,6	6,3	3,4
Тип крепи «Донбасс»	ЗОКП	1МКМ	2МКЭ	ОКП-70	ЗМК
$F_{оч}$ при минимальной мощности пласта, м ² . . .	1,6	5,2	3,0	2,4	2,7
$F_{оч}$ при максимальной мощности пласта, м ² . . .	2,5	7,8	3,8	4,4	5,4

$k_{ут.в}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; в зависимости от схемы проветривания участка и способа управления кровлей $k_{ут.в} = 1,1 \div 1,85$;

d — допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе лавы (принимается 1%);

$k_{дег.с}$ — коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; в зависимости от скорости подвигания очистного забоя и марки угля $k_{дег.с} = 0,5 \div 1,0$;

$q_{ил}$ — относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м³/т;

$k_{дег.пл}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта;

$k_{дег}$ — коэффициент дегазации пласта;

$k_{в.п}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное; при схемах проветривания без подсвеживания $k_{в.п} = 1$, а с подсвеживанием $k_{в.п} = 0$;

$q_{в.п}$ — относительное метановыделение из выработанного пространства, м³/т;

$k_{дег.сп}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и спутников; в зависимости от способа дегазации $k_{дег.сп} = 0,2 \div 0,8$;

$k_{м}^с$ — суточный коэффициент машинного времени,

$$k_M^c = \frac{n_{CM} T_{CM}}{1440} k_M,$$

где n_{CM} — число рабочих смен по добыче;

T_{CM} — длительность рабочей смены, мин;

k_M — сменный коэффициент времени, зависящий от коэффициента готовности машинного забоя. Расчет коэффициента k_M производится в соответствии с методикой расчета нагрузки на комплексно-механизированный очистной забой Института горного дела им. А. А. Скочинского.

Затем определяется длина лавы по производительности добычной машины по формуле

$$l_L = \frac{n_{CM} \beta_1 \beta_2 T_{CM} - n_{Ц} (t_1 + t_2 + t_3)}{n_{Ц} \left(\frac{1}{v_{П}} + t_4 z + t_5 \right)} + l_H, \text{ м},$$

где β_1 — коэффициент надежности комбайна;

β_2 — коэффициент, учитывающий простои комбайна по различным причинам;

$n_{Ц}$ — число циклов, выполняемых в сутки;

t_1 — время, необходимое на ремонт исполнительного органа комбайна, $t_1 = 10 \div 12$ мин;

t_2 — время, необходимое на передвижку головки забойного конвейера и комбайна на новую машинную дорогу, $t_2 = 10 \div 12$ мин;

t_3 — время на подготовку комбайна к работе и на окончание посадки кровли (на передвижку последних секций крепи), $t_3 = 15 \div 20$ мин;

t_4 — время на замену одного зубка, $t_4 = 0,8$ мин;

z — расход зубков на выемку 1 м полосы угля по лаве, $z = 0,1$ шт.;

t_5 — время на прочие операции, отнесенные на 1 м лавы, $t_5 = 0,05 \div 0,1$, мин;

$v_{П}$ — рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;

l_H — длина ниш, м.

Чтобы иметь набор лав разной длины, число циклов, выполняемых в сутки при трех добычных сменах, следует принимать 3; 4; 5; 6; 7; 8. Излишне длинные или необоснованно короткие лавы отбрасываются, однако количество возможных вариантов длин лавы должно быть не менее пяти, что необходимо для последующего построения графика.

Для различных длин лав, зная полезный захват комбайна и число циклов, выполняемых в сутки, определяются: скорость продвижения очистного забоя лавы

$$v_{O.з} = n_{Ц} r, \text{ м/сут}$$

и объем добычи угля по лаве

$$A = l_L v_{O.з} m \gamma c, \text{ т},$$

Процессы	Расчетная формула для определения затрат по процессам
В очистном забое, оборудованном лексом КМ-87	$c_n = \frac{1}{A} \left\{ 315 + v_n (180 + 47v_n) + \frac{A}{l_n p} \times \right. \\ \times \left[40,6 + 13,7l_n p \left(\frac{1}{9,6 + 5,4m} + \frac{1}{72,5 + 38m} + \right. \right. \\ \left. \left. + \frac{1}{71,5p} \right) \right] + A (0,0277 - 0,0206m + 0,0166m^2) + \\ \left. + \frac{0,074(l_n - 14)A}{l_n p v_n} + 0,92l_n \right\}, \text{ руб/т}$
В очистном забое, оборудованном индивидуальной крепью и комбайном	$c_n = \frac{212,5}{A} + \frac{2,17l_n}{Ap} + \frac{4,3 + 0,26l_n}{l_n p} + \\ + \frac{l_n}{l_n (0,53 + 0,3m)} + \frac{1}{6,8 - 6,1m + 1,8m^2} + \\ + (0,32 + 0,0009l_n \left[\frac{0,13(l_n - 14)}{l_n v_n p} + \frac{67}{A} \right]) + \\ + \frac{0,037l_n}{A} + \frac{l_n - l_n}{l_n p} \left[\frac{p}{m(3,1 + 2,2v_n)} + \right. \\ \left. + \frac{p}{4,6 + 5m} + \frac{5,1 + m}{40,7 - 12,7m} + 0,1 \right] + \\ + \frac{l_n m (1,2 - 0,45m)}{l_n p} + 0,02m^2, \text{ руб/т}$
Проведение конвейерного штрека	$C_{\text{пр}} = \frac{l_B \{ \rho [k_{\Pi_1} k_{\Pi_2} k_{\Pi_3} k_{\Pi_4} (k_1 F + k_2 - k_3 \eta_y F) + k_p \cdot n] \}}{S' l_n m \gamma c}, \text{ руб/т}$
Поддержание горизонтальных выработок, проведенных в массиве угля	$R' = \frac{r_0 F k_{\Gamma} k_0 k_y l_n t}{S' l_n m \gamma c}, \text{ руб/т}$
Поддержание ярусных штреков при прямом порядке отработки столбов	$R'' = \frac{r_0 F k_{\Gamma} k_M k_y k_0 l_n (t + 2\beta)}{S' l_n m \gamma c}, \text{ руб/т}$
Поддержание ярусных штреков при обратном порядке отработки столбов	$R''' = \frac{r_0 F k_{\Gamma} k_0 k_y t (l_B + 0,6 k_M l_T^{1,5})}{S' l_n m \gamma c}, \text{ руб/т}$

Процессы	Расчетная формула для определения затрат по процессам
Транспортирование угля по ярусному штреку конвейером	$C_{\text{тр}} = \frac{44,5 + 0,145S_{\text{ср}} + 28,4n_{\text{к}}}{A} + 0,0000076S_{\text{ср}}, \text{ руб/т}$

Примечание.

- p — производительность пласта, т/м²;
 $l_{\text{в}}$ — длина выработки, м;
 β — коэффициент, зависящий от типа выработки и вида крепи;
 $S_{\text{ср}}$ — расстояние транспортирования грузов, м;
 S' — размер выемочного поля по простиранию, м;
 t — время поддержания выработки, лет.
 Остальные обозначения те же, что и ранее.

где m — мощность пласта, м;

$c = 0,97 \div 0,98$ — коэффициент извлечения;

r — ширина захвата комбайна, м.

Для того чтобы найти рациональную длину лавы, необходимо определить минимальные затраты, отнесенные на 1 т добычи по процессам: очистные работы, проведение выемочных штреков, поддержание выемочных штреков, транспортирование угля в пределах выемочного участка.

Формулы для расчета затрат по процессам приведены в табл. 3.6.

Для пяти — семи вариантов, отличающихся длиной лавы, используя формулы табл. 3.6, рассчитываются эксплуатационные затраты в лаве, затраты на проведение, поддержание штреков, затраты на транспортирование угля в пределах участка. Определяются суммарные учтенные затраты и строится график зависимости этих затрат от длины лавы. По графику определяется область рациональной длины лавы.

Длина лавы, выбранная по экономическому и газовому фактору, а также по производительности выемочной машины, корректируется по другим факторам: конструктивным особенностям комплекса, принятой организации работ, геологическим условиям, особенностям проявлений горного давления.

§ 4. Определение расстояния между промежуточными квершлагами

При разработке свиты пластов, особенно крутых, когда расстояние между пластами сравнительно невелико, экономически и технически целесообразно объединять их в отдельные группы для совместной разработки.

Групповая разработка угольных пластов по сравнению с индивидуальной позволяет:

сократить число и протяженность поддерживаемых горных выработок;

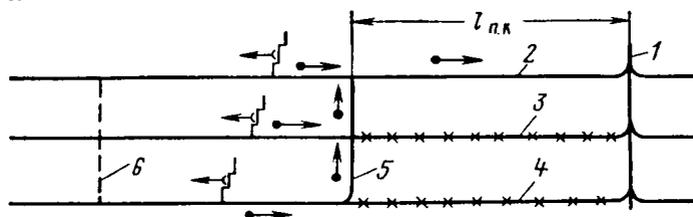
повысить эффективность работы подземного транспорта за счет концентрации грузопотоков;

сократить потери угля в предохранительных целиках;

уменьшить утечки воздуха и улучшить условия проветривания шахты.

Все это способствует повышению производительности труда и уменьшению себестоимости угля.

а



б

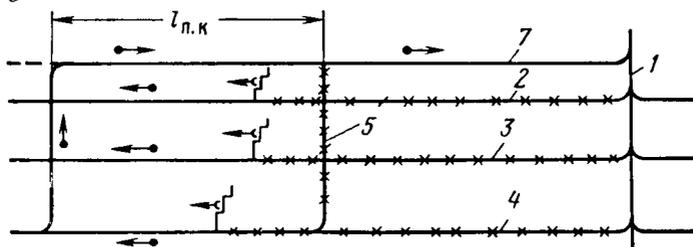


Рис. 3.16. К определению расстояния между промежуточными квершлагами: *а* — работа на задний квершлаг; *б* — работа на передний квершлаг; 1 — этажный квершлаг; 2, 3, 4 — пластовые откаточные штреки; 5 — промежуточный квершлаг; 6 — новый промежуточный квершлаг.

Наклонные и крутые пласты в пределах этажа в зависимости от угла падения и расстояния между ними группируют при помощи пластовых или полевых штреков и промежуточных квершлагов, реже наклонных скатов.

Сущность группирования заключается в том, что для подготовки этажа от этажного квершлага, вскрывающего свиту, по всем пластам проводят откаточные штреки (рис. 3.16). По мере подвигания очистных забоев длина штреков постоянно увеличивается, а следовательно, возрастают и расходы на их поддержание. При некоторой длине штреков расходы на поддержание могут достигнуть такой величины, когда окажется экономически целесообразным вскрыть группу пластов промежуточным квершлагом и поддерживать только откаточный штрек по одному из пластов, а остальные погасить.

По мере дальнейшего подвигания очистных забоев вновь окажется более выгодным провести новый промежуточный квершлаг, а штреки погасить и т. д.

Шахтное поле при подготовке с проведением групповых штреков обрабатывается двумя способами:

работа на задний квершлаг — промежуточный квершлаг проводится сзади лав (см. рис. 3.16, а);

работа на передний квершлаг — промежуточный квершлаг находится впереди лав (рис. 3.16, б).

Второй способ имеет существенные преимущества по сравнению с первым: уменьшаются затраты на поддержание откаточных штреков, так как они расположены в массиве угля; сокращаются

Таблица 3.7

Выработка	Формулы для определения $l_{п.к}$	
	при столбовой системе разработки	при сплошной системе разработки
Задний промежуточный квершлаг	$l_{п.к} = 1,41 \times \sqrt{\frac{c}{\frac{R}{v_{о.з}} + \frac{r_{п.п}}{v_{п.з}}}}$	$l_{п.к} = 1,41 \sqrt{\frac{c v_{о.з}}{R}}$
Передний промежуточный квершлаг	$l_{п.к} = 1,41 \times \sqrt{\frac{c}{\frac{R}{v_{о.з}} + \frac{r_{п.п}}{v_{п.з}} + \leftarrow + 2H_{эт} p q_{эт} c}}$	$l_{п.к} = \sqrt{\frac{c}{\frac{R}{v_{о.з}} + \frac{r_{п.п}}{v_{п.з}} + \leftarrow + 2H_{эт} p q_{эт} c}}$

Примечание.

c — затраты на проведение промежуточного квершлага, руб.;

R — затраты на поддержание 1 м в год откаточных и вентиляционных штреков группированных пластов в период отработки столбов, руб.;

$r_{п.п}$ — затраты на поддержание 1 м в год откаточных и вентиляционных штреков группированных пластов в период проведения, руб.;

$v_{о.з}$ — скорость подвигания очистных забоев, м/год;

$v_{п.з}$ — скорость подвигания подготовительных забоев, м/год;

$q_{эт}$ — затраты на транспортирование 1 т.м по этажному штреку, руб.;

$H_{эт}$ — наклонная высота этажа, м.

Остальные обозначения те же, что и ранее.

утечки воздуха через выработанное пространство; появляется возможность изоляции выработанного пространства в случае возникновения в нем пожара.

Однако второму способу присущи следующие недостатки: перепробег грузов, необходимость значительного опережения подготовительными выработками очистных забоев и вредное влияние временного опорного давления перемещающегося очистного забоя на передовые подготовительные выработки.

Формулы для определения расстояния $l_{п.к}$ между промежуточными квершлагами приведены в табл. 3.7.

РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ

СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава I

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ВСКРЫТИЯ

§ 1. Факторы, влияющие на выбор системы вскрытия

Вскрытием месторождения или шахтного поля называется проходка горных выработок, открывающих доступ с поверхности к полезному ископаемому и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Правильный выбор системы вскрытия месторождения имеет большое народнохозяйственное значение, так как ею определяются на длительный отрезок времени размер необходимых капитальных вложений, общая технология производственных процессов, уровень механизации и т. д.

На выбор системы вскрытия влияет большое число факторов, которые можно разделить на две группы: геологические и технические.

Основными геологическими факторами являются: число вскрываемых пластов, угол падения пластов, свойства боковых пород, расстояние между пластами, мощность напосов или покрывающей непродуктивной толщи, наличие пльвунов и других водоносных пород, нарушенность месторождения, глубина разработки, газоносность пластов, рельеф местности.

Основные технические факторы: производственная мощность шахты, размеры шахтного поля, срок службы шахты, уровень развития горнодобывающей техники.

Основными требованиями технического и организационного характера при выборе системы вскрытия являются: минимальный объем вскрываемых горных выработок; минимальные первоначальные капитальные затраты на вскрытие месторождения и строительство шахты, однотипность транспорта по всем горным выработкам, возможность периодического обновления горного хозяйства шахты; обеспечение каждого эксплуатационного горизонта достаточно большими запасами угля для того, чтобы промежутки между углубками стволов были по возможности более длительными; обеспечение надежного и эффективного проветривания шахты.

При этом должна быть обеспечена концентрация горных работ с высокими нагрузками на очистной забой, наклонную выработку, горизонт и пласт.

§ 2. Основные и дополнительные вскрывающие выработки

Горные выработки, используемые для вскрытия шахтных полей, делятся на основные вскрывающие выработки (вертикальные, наклонные стволы, штольни) и дополнительные вскрывающие выработки (квершлагги, гезенки, скаты, слепые стволы). С помощью основных вскрывающих выработок осуществляется вскрытие шахтного поля с поверхности.

Дополнительные вскрывающие выработки обеспечивают вскрытие пласта или свиты пластов от основных вскрывающих выработок.

Основные вскрывающие выработки располагаются относительно элементов залегания пласта самым различным образом. Вертикальные стволы, как правило, пересекают пласты полезного ископаемого, но на практике встречается размещение вертикальных стволов в породах лежачего или висячего бока вскрываемых пластов.

Наклонные стволы проводятся обычно по пласту полезного ископаемого или параллельно последнему в породах лежачего бока, однако в некоторых случаях наклонные стволы проводятся по вмещающим породам под некоторым углом к напластованию.

Штольни, как и наклонные стволы, могут проводиться по пласту или под углом к нему в породах лежачего или висячего бока.

Столбы проводятся или сразу на всю глубину шахтного поля, или постепенно углубляются по мере развития горных работ. В первом случае имеет место одногоризонтное вскрытие, а во втором — многогоризонтное.

Преимуществами вертикальных стволов по отношению к остальным вскрывающим выработкам являются: большое сечение, что очень важно для подачи свежего воздуха в шахту; 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: стволы с канатным подъемом; стволы с конвейерной доставкой.

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

Эти факторы ограничивают область применения наклонных стволов с канатной откаткой неглубокими шахтами небольшой производительности.

Наклонные стволы с конвейерной доставкой имеют большую пропускную способность, лимитируемую лишь производительностью установленных конвейеров и временем их непрерывной работы.

Недостатками наклонных стволов, оборудованных конвейерами, являются: большая, чем у вертикальных стволов, протяженность; трудоемкость проходки в сложных горно-геологических условиях.

В последнее время делаются попытки увеличить угол наклона конвейерных стволов за счет применения специальных типов конвейеров.

Выработки, а иногда и целая сеть горных выработок от околоствольного двора до первого пересечения с вскрываемыми пластами образуют совокупность дополнительных вскрывающих выработок. По размерам запасов, вскрываемых с помощью дополнительных выработок, а соответственно и сроку их отработки подразделяют все дополнительные вскрывающие выработки на следующие типы: 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 типа дополнительной вскрывающей выработки определяется конкретными горно-геологическими условиями (числом вскрываемых пластов, углом их падения и величиной междупластья). Например, при вскрытии двух пологих пластов капитальный гезенк вскрыет верхний пласт быстрее и обойдется дешевле, чем вскрытие капитальным квершлагом. Однако это только кажущееся преимущество. Тщательное рассмотрение всех аспектов применения этих выработок показывает преимущество вскрытия капитальным квершлагом, хотя и не исключает возможности проведения участков гезенков во время подготовки и отработки определенной части запасов.

Также осторожно необходимо подходить к использованию в качестве дополнительных вскрывающих выработок слепых стволов, тоже мало удобных в эксплуатации вследствие двухступенчатого подъема и наличия на каждом горизонте околоствольного двора, хотя и упрощенного, но требующего дополнительного обслуживающего персонала.

Из сказанного вытекает, что капитальные квершлагги в общей сети вспомогательных вскрывающих выработок наиболее предпочтительны. На практике они наиболее распространены в настоящее время и, видимо, сохранят свое место и в будущем.

§ 3. Классификация систем вскрытия шахтных полей

В основу классификации положен принцип деления всего множества вариантов систем вскрытия по двум признакам — виду основной и дополнительной вскрывающих выработок.

Выбор этих признаков в качестве классификационных позволяет образовать четыре класса и четыре группы в каждом классе систем вскрытия шахтных полей.

К л а с с ы систем вскрытия: вертикальными стволами; наклонными стволами; штольнями; комбинированные (системы вскрытия с помощью комбинации основных вскрывающих выработок).

Г р у п п ы систем вскрытия: без дополнительных вскрывающих выработок; с горизонтальными вскрывающими выработками; с наклонными вскрывающими выработками; с вертикальными вскрывающими выработками.

В и д ы систем вскрытия определяются по функциональному назначению дополнительных вскрывающих выработок, которые, как известно, могут быть капитальными, погоризонтными, этажными, промежуточными и т. д.

Г л а в а II

СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ

§ 1. Сущность систем вскрытия шахтных полей вертикальными стволами

При вскрытии вертикальными стволами с поверхности до горизонта, намеченного к вскрытию, проходятся два вертикальных ствола — главный и вспомогательный, расположенные рядом (но не ближе 30 м друг от друга). На вскрываемом горизонте они сбиваются вентиляционной сбойкой или другой выработкой для создания вентиляционной сети, позволяющей вести дальнейшие работы на вскрываемом горизонте.

Затем проводятся 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. Подготовив таким образом все необходимое для дальнейшей работы, с околоствольного двора проводят дополнительные вскрывающие выработки.

§ 2. Системы вскрытия вертикальными стволами без дополнительной вскрывающей выработки

Вариант вскрытия вертикальным стволом без дополнительной вскрывающей выработки изображен на рис. 4.1, а. Вертикальный

ствол, совмещающий в себе функции главного и вспомогательного ствола, пройден с поверхности прямо на пласт. Вскрытие произведено одним стволом без дополнительных вскрывающих выработок.

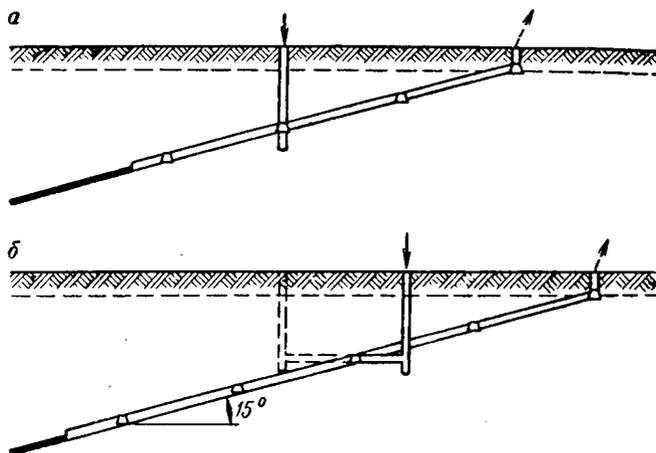


Рис. 4.1. Вскрытие вертикальными стволами:

а — с расположением околоствольного двора в плоскости пласта; б — с расположением околоствольного двора в пустых породах

У ствола сооружается околоствольный двор и от него в обе стороны проводятся до границ шахтного поля пластовые штреки.

На рис. 4.1, б изображен более предпочтительный вариант системы вскрытия пласта с расположением околоствольного двора в пустых породах.

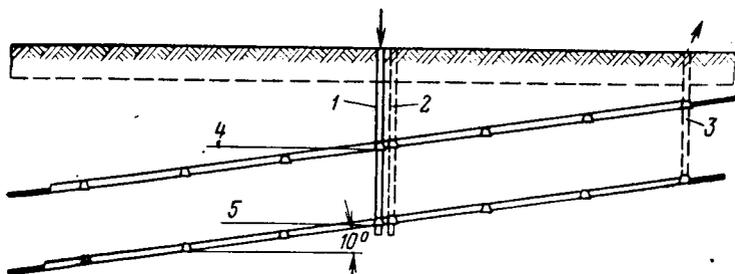


Рис. 4.2. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — вентиляционный ствол; 4 — первый горизонт; 5 — второй горизонт

При вскрытии двумя вертикальными стволами двух пологих далеко отстоящих друг от друга пластов (рис. 4.2) предусмотрена их одновременная отработка. Отличие от вышеописанного варианта состоит только в том, что для отвода исходящей струи

проходится третий вентиляционный ствол. Бремсберги соединяются с вентиляционным стволом штреком. Для этой цели оставляется (не гасится) вентиляционный штрек самого верхнего подэтажа или вместо него проводится рядом полевой вентиляционный штрек. Подобная система вскрытия применяется довольно редко на небольших по размерам шахтных полях с несамовозгорающимися углями и без последующей углубки ствола.

Представленная на рис. 4.3 в плоскости пласта система вскрытия двумя вертикальными стволами иллюстрирует последовательность обработки шахтного поля, поделенного на этажи.

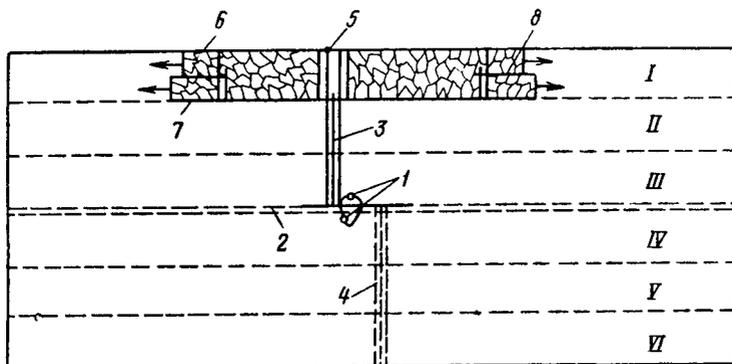


Рис. 4.3. Последовательность обработки шахтного поля при вскрытии вертикальными стволами и этажной подготовке:

- 1 — стволы; 2 — главные откаточные штреки; 3 — бремсберг; 4 — уклон; 5 — вентиляционный шурф; 6 — вентиляционный этажный штрек; 7 — откаточный этажный штрек; 8 — промежуточный штрек

Главными достоинствами системы вскрытия вертикальными стволами без дополнительных вскрывающих выработок являются относительно невысокая стоимость и сокращение сроков строительства шахты, что особенно важно, когда приходится разрабатывать небольшие шахтные поля, включающие в себя пласты с благоприятными элементами залегания и малой газоносностью, без частых геологических нарушений и не склонных к самовозгоранию.

Такое вскрытие имеет широкое распространение в Подмосковном бассейне с горизонтально залегающими пластами, где из-за весьма слабых и сильно водоносных покрывающих пород другие системы вскрытия оказываются менее эффективными.

К крупным недостаткам этой системы следует отнести трудность проведения и поддержания выработок и камер околоствольного двора по пласту или в непосредственной близости от него, что не может полностью исключить вероятность возникновения эндогенного пожара в околоствольном дворе даже на пластах, не склонных к самовозгоранию.

§ 3. Системы вскрытия вертикальными стволами и капитальными квершлагами

Система вскрытия вертикальными стволами и капитальными квершлагами является одной из основных. Она применяется почти при любых углах залегания пластов. Только при очень пологих пластах (до 8°), когда горизонтальные квершлагаи получаются слишком длинными, они оправданно могут быть заменены другими выработками (наклонные квершлагаи, гезенки, скаты). На ее применение меньше влияние оказывают такие факторы, как число пластов, расстояние между пластами, производственная мощность шахты и др.

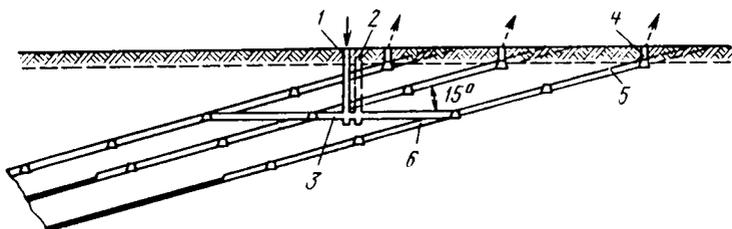


Рис. 4.4. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами и капитальным квершлагом:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — капитальный квершлаг; 4 — шурф; 5 — бремсберг; 6 — уклон

Отличительной особенностью этой системы является то, что непосредственное вскрытие пласта (свиты пластов) производится главным квершлагом, проведенным из околоствольного двора, а не стволом.

На схеме (рис. 4.4) показан один из наиболее простых вариантов этой системы. Горные работы на каждом из трех вскрытых пластов ведутся обособленно. Для предотвращения возможности подработки верхних пластов нижними необходимо обеспечивать постоянное опережение очистных работ в верхних пластах.

Бремсберги выходят на поверхность в случае, если мощность наносов небольшая, а свежий воздух нагнетается через вспомогательный ствол. При большой мощности наносов бремсберг у выхода пласта под наносы сбивается с поверхностью вертикальным шурфом. Наличие шурфов обязательно и в первом случае, если применяется всасывающая система проветривания с установкой всасывающих участков вентиляторов. Тогда на устьях шурфов устанавливаются вентиляторы, а в наклонном устье бремсберга устраиваются шлюзовые вентиляционные переемы. Система позволяет применять конвейерную доставку угля от забоя до приемного бункера главного ствола.

Вариант вскрытия, показанный на рис. 4.5, отличается от ранее рассмотренного наличием двух капитальных квершлагов, осуществляющих независимое вскрытие двух далеко отстоящих групп пластов. При этом также должны соблюдаться условия, исключая

ющие подработку действующих выработок верхней группы пластов очистными работами, проводимыми на нижней группе пластов.

Практически указанная система требует вести очистные работы на обеих группах пластов в направлении от границ шахтного поля к стволам. Таким образом, очистные работы в пограничных бремсберговых полях нижней группы пластов могут быть начаты только после полной отработки пограничных бремсберговых полей и первых подэтажей уклонных полей верхнего горизонта. Это сильно затягивает срок ввода шахты в эксплуатацию и резко увеличивает первоначальные капитальные затраты на строитель-

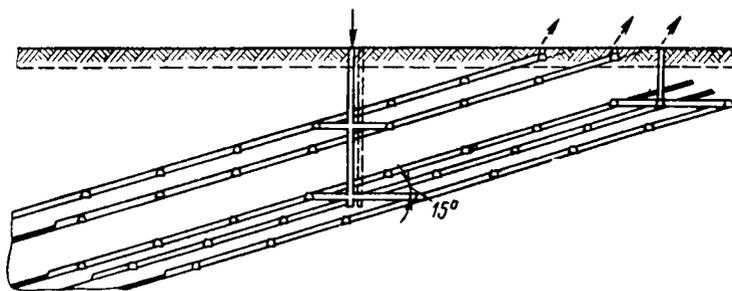


Рис. 4.5. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами с капитальными квершлагами на двух горизонтах

ство, что является очень крупным недостатком данного варианта системы вскрытия.

Небольшое расстояние между нижними пластами допускает использование групповых выработок для вентиляции (как показано на схеме), а также для доставки угля и других целей (например, водоотлива).

Главный ствол оборудуется двумя подъемами для отдельной выдачи угля с каждого горизонта. Вспомогательный ствол может иметь один подъем, но приспособленный для обслуживания двух горизонтов.

Одновременное вскрытие и отработка двух несвязанных друг с другом групп пластов должно быть всегда тщательно обосновано.

В последнее время при закладке крупных шахт на месторождениях с большим количеством близко расположенных рабочих пластов применяются системы вскрытия с разделением шахтного поля на блоки (рис. 4.6). При этих системах вскрытия в число вскрывающих выработок кроме вертикальных стволов, капитального квершлага входят магистральные полевые штреки и блокочные квершлага.

Сущность системы состоит в том, что шахтное поле делится по простиранию на блоки. Каждый блок имеет индивидуальное проветривание, но подъем угля осуществляется по общему для

всей шахты скиповому стволу. Одновременно обрабатываются несколько блоков, число которых определяется мощностью шахты.

Для вскрытия пластов в средней части шахтного поля проходят два (три) центральных ствола, служащих для подъема угля, спуска и подъема вспомогательных материалов, людей, выдачи породы. У центральных стволов оборудуется околовствольный двор, от которого проводят капитальный квершлаг, вскрывающий пласты центральной части (блока) шахтного поля. Остальные части (блоки) шахтного поля вскрываются с помощью магистральных штреков, проводимых в обе стороны от капитального квершлага,

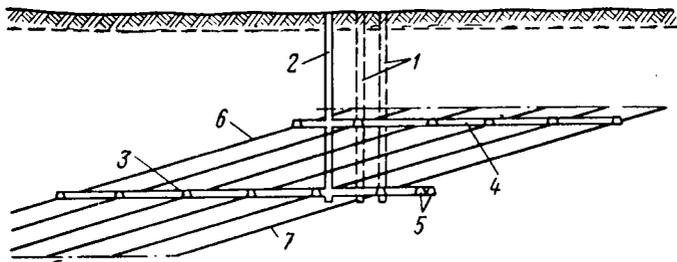


Рис. 4.6. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами и капитальными квершлагами с разделением шахтного поля на блоки:

1 — главные стволы; 2 — блоковый ствол; 3 — капитальный квершлаг; 4 — вентиляционный квершлаг; 5 — магистральные штреки; 6 — бремсберг; 7 — уклон

лага. В свою очередь, от магистральных штреков отходят блоковые квершлагы, вскрывающие запасы каждого блока (см. рис. 4.6).

Для обеспечения секционного проветривания в каждом блоке проходят не менее двух стволов, один из которых служит для подачи свежего воздуха, другой — для выдачи отработанного воздуха.

Возможны и другие разновидности системы вскрытия вертикальными стволами и капитальным квершлагом при делении шахтного поля на блоки (например, при размере шахтного поля по падению до 2,5 км и газоносности пластов менее 30 м³ на 1 т суточной добычи рекомендуется возвратноточная схема проветривания, которая возможна при расположении обоих блоковых вентиляционных стволов в центре шахтного поля).

§ 4. Системы вскрытия вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами

Сущностью этого вида систем вскрытия является деление шахтного поля по линии падения на части путем последовательной углубки стволов и проведения на каждом горизонте горизонтальных квершлагов, называемых в данном случае погоризонтными (рис. 4.7).

Первоначально стволы проходят только до отметки первого горизонта, а пласты вскрывают погоризонтным квершлагом. Обработку запасов можно производить как бремсберговыми, так и уклонными полями.

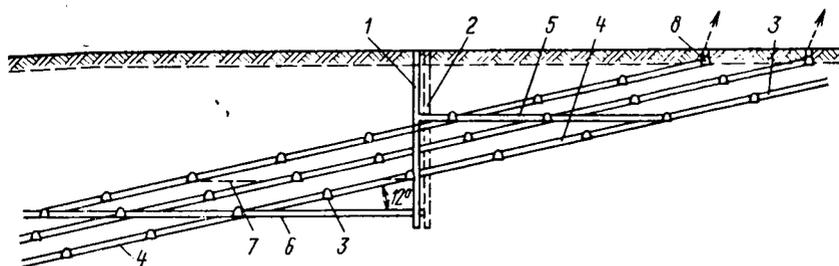


Рис. 4.7. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — бремсберговое поле; 4 — уклонное поле; 5 — квершлаг первого горизонта; 6 — квершлаг второго горизонта; 7 — вентиляционный квершлаг; 8 — шурф

Проветривание бремсберговой части нижнего горизонта можно осуществить непосредственно через вентиляционный ствол, для чего необходимо провести вентиляционный квершлаг на границе между полями верхнего и нижнего горизонтов (на рис. 4.7 эта

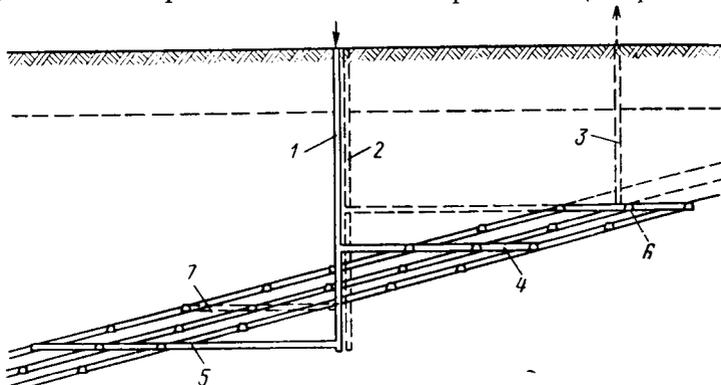


Рис. 4.8. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами с погоризонтными квершлагами на двух горизонтах:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — вентиляционный ствол; 4 — откаточный квершлаг первого горизонта; 5 — откаточный квершлаг второго горизонта; 6 — вентиляционный квершлаг первого горизонта; 7 — вентиляционный квершлаг второго горизонта

граница показана пунктиром). При отсутствии такого квершлага исходящую струю с нижнего горизонта следует выводить по уклонам верхнего горизонта.

Для проветривания уклонной части сохраняются бремсберги отработанного бремсбергового поля, по которым исходящая струя

воздуха поступает на вентиляционный квершлаг, или на уровне откаточного квершлага второго горизонта проводится дополнительный вентиляционный квершлаг.

При разработке глубоких горизонтов появляются некоторые особенности в проветривании бремсберговых полей. На рис. 4.8 показана система вскрытия угольных пластов вертикальными стволами с погоризонтными квершлагами на двух глубоких горизонтах. Проветривание бремсбергового поля первого горизонта осуществляется с помощью отдельного вентиляционного ствола и вентиляционного квершлага, соединяющего все пласты. Воз-

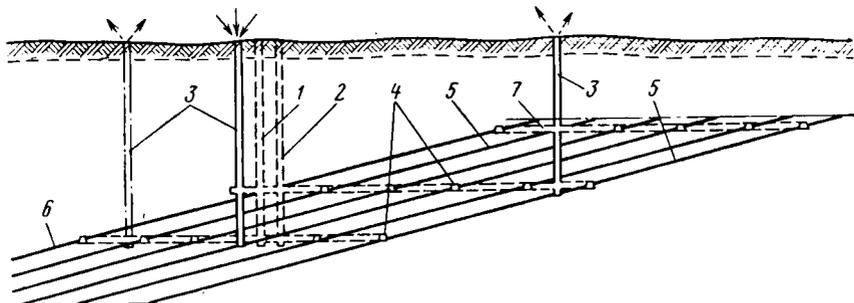


Рис. 4.9. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при делении шахтного поля на блоки:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — блоковый ствол; 4 — погоризонтный квершлаг; 5 — бремсберг; 6 — уклон; 7 — вентиляционный квершлаг

можно также проветривание при помощи нескольких вентиляционных стволов, пройденных для отдельных групп пластов.

Если проведение вентиляционного ствола до верхней границы шахтного поля связано с большими затратами, его следует заменить вентиляционным квершлагом с выводом исходящей струи в главный вентиляционный ствол.

Вариант системы вскрытия свиты пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при делении шахтного поля на блоки представлен на рис. 4.9. Характерной особенностью этого варианта вскрытия является наличие вентиляционных стволов на каждом из разрабатываемых горизонтов. Отработка первого горизонта ведется только бремсберговыми полями. Второй горизонт отрабатывается бремсберговыми и уклонными полями.

§ 5. Системы вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами

Сущность этих систем состоит в том, что вскрытие запасов производится через каждые 100—120 м по вертикали, начиная от поверхности сверху вниз. Указанная вертикальная высота этажа считается в настоящее время оптимальной.

Квершлагы, непосредственно подсекающие пласты (крутые и крутонаклонные), могут начинаться прямо из околоствольного двора каждого откаточного горизонта (рис. 4.10). Квершлагы, непосредственно подсекающие пласты (пологие и наклонные),

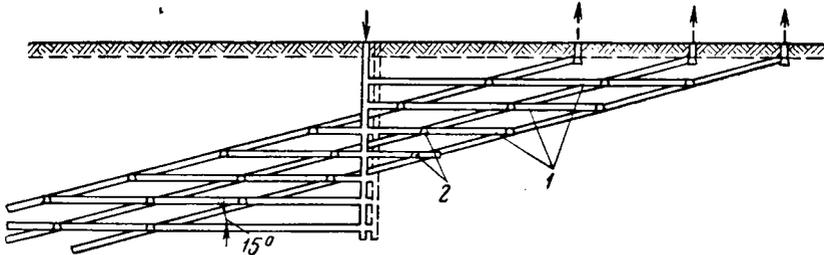


Рис. 4.10. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1 — этажные квершлагы; 2 — этажные штреки

проводятся от капитальных бремсбергов и уклонов, а околоствольный двор располагается только на одном из нескольких этажей (рис. 4.11).

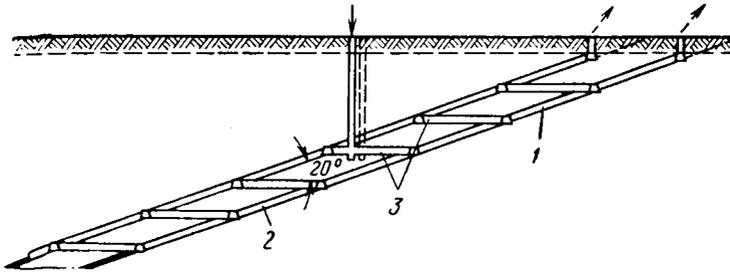


Рис. 4.11. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами:

1 — капитальный бремсберг; 2 — капитальный уклон; 3 — капитальный и этажный квершлаг

Этажи обрабатываются в нисходящем порядке. По мере отработки заблаговременно производится углубка стволов и подготовка нового откаточного горизонта. Проветривание горных работ и схема транспорта при этих системах вскрытия значительно упрощаются. Свежая струя из вспомогательного ствола поступает на квершлаг откаточного горизонта, с него по штрекам подводится к очистным забоям, пройдя которые по соответствующим выработкам вентиляционного горизонта возвращается к стволу (главному), по которому поднимается на поверхность. Транспортирование угля и других материалов от участка и до ствола производится без смены транспортных средств.

При небольшом числе пластов (два — четыре) производственная мощность шахты сравнительно небольшая и шахтное поле может быть вскрыто одним вертикальным стволом, оборудованным двумя клетями либо двумя скипами и клетью с противовесом. Для вентиляции служат обычно наклонные сбойки, пройденные на крыльях шахтного поля. При небольшой длине крыльев иногда делается одна наклонная сбойка в центре шахтного поля, оборудованная наклонным подъемником для вспомогательных целей.

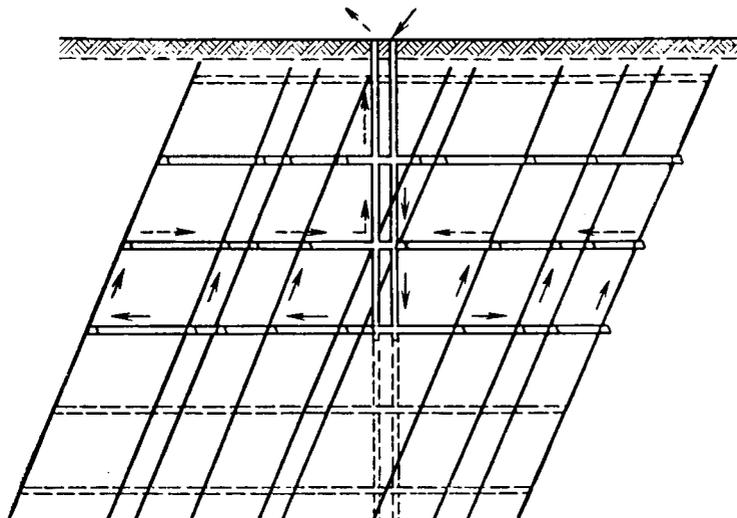


Рис. 4.12. Вскрытие свиты крутых пластов вертикальными стволами и этажными квершлагами

При разработке большого числа пластов вскрытие производится двумя стволами (рис. 4.12). Главный ствол оборудуют скиповыми подъемами. По этому же стволу отводится на поверхность исходящая струя воздуха. Второй ствол оборудуется клетевыми подъемами; один из них предназначен для вспомогательных целей и обслуживает эксплуатационные горизонты; второй подъем, оборудованный по крайней мере одной клетью с противовесом, служит для подготовки нового откаточного горизонта и для других целей. В частности, при переходе с одного горизонта на другой, когда в течение некоторого периода горные работы ведутся на двух горизонтах, этот подъем используют для выдачи угля.

Для уменьшения продолжительности одновременной работы двух горизонтов целесообразно передавать уголь с верхнего на нижний горизонт, при этом желательно, чтобы из ската уголь подавался непосредственно в бункер скипового подъема. На крупных шахтах иногда возникает необходимость в проходе третьего ствола, который служит для подготовки нового откаточного горизонта и выполнению других функций, в частности проветривания.

Достоинствами систем вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами, имеющими выход непосредственно к стволу, являются: отсутствие капитальных бремсбергов и уклонов; бесступенчатость транспорта по горным выработкам от эксплуатационного участка до ствола; меньшие капитальные затраты в начальный период и меньший срок строительства шахты; более простая схема проветривания шахты.

Недостатки систем вскрытия с этажными квершлагами: частая углубка стволов; большая длина этажных квершлагов, особенно на первых и последних этажах; необходимость проведения и оборудования околоствольных дворов на каждом выемочном горизонте; необходимость периодической замены подъемных машин в связи с углубкой стволов; большие капитальные затраты на весь период существования шахты, что увеличивает долю амортизационных отчислений в себестоимости угля; необходимость в какой-то период одновременной работы на двух-трех горизонтах; небольшой срок службы горизонта.

На основании изложенного можно ограничить применение системы вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами следующими условиями: пласты с углами падения не менее 10° ; большое число пластов угля; повышенная производственная мощность шахт; большой размер шахтных полей (по падению — 2—4 км, по простиранию — 5—10 км); значительный срок существования шахт (60 лет и более), а также этажа (не менее 10 лет).

§ 6. Системы вскрытия вертикальными стволами и наклонными квершлагами (скатами)

Промежуточное положение между системами вскрытия с проведением горизонтальных (квершлагов) и вертикальных (гезенков) занимают системы вскрытия с применением наклонных выработок, проводимых по породе — наклонных квершлагов (рис. 4.13) и скатов (рис. 4.14).

В транспортном отношении эти системы имеют те же достоинства и недостатки, что и системы вскрытия с применением гезенков: наклонная выработка является дополнительным звеном на пути движения угля от забоя до ствола.

К недостаткам применения наклонных выработок (скатав) следует отнести необходимость оборудования их двумя или тремя отделениями — для спуска угля, передвижения людей, доставки оборудования и материалов, в случае применения наклонных квершлагов, оборудования канатной откаткой или конвейером, необходим параллельный ходок для перевозки людей, оборудования, транспортирования породы и других целей.

Вскрытие вертикальными стволами с использованием наклонных выработок целесообразно применять, если расстояние между пластами большое, а проведение вертикального гезенка затруднительно или нецелесообразно с точки зрения эксплуатации.

Вскрытие с помощью наклонных выработок в этом случае оказывается более простым, требующим к тому же менее сложного оборудования.

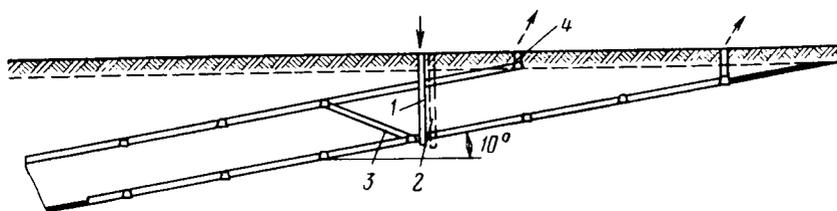


Рис. 4.13. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами и капитальным наклонным квершлагом:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — капитальный наклонный квершлаг; 4 — шурф

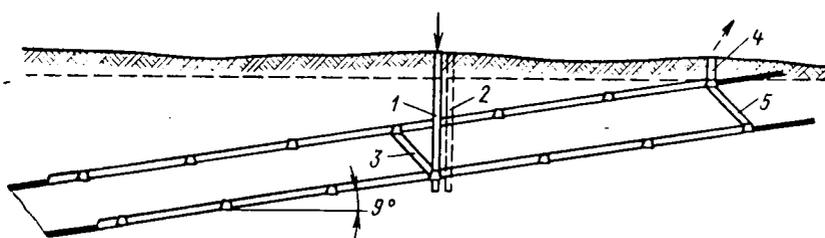


Рис. 4.14. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами и капитальным скатом:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — капитальный скат; 4 — шурф; 5 — вентиляционный скат

Целесообразность применения вертикального гезенка или наклонного ската определяется конкретными горпотехническими условиями, наличием оборудования для гезенка или ската и другими факторами.

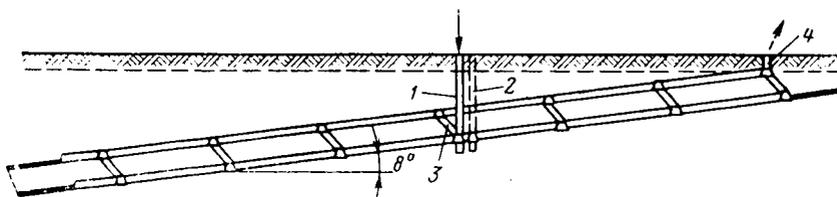


Рис. 4.15. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами и этажными скатами:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — этажный скат; 4 — шурф

При небольшом расстоянии между пластами наклонные этажные скаты (рис. 4.15) проще и удобнее в эксплуатации, чем этажные гезенки.

На практике указанные варианты вскрытия применяются редко из-за целого ряда неудобств в эксплуатации наклонных вскрывающих выработок (наклонных квершлагов и скатов).

§ 7. Системы вскрытия вертикальными стволами и капитальными (этажными) гезенками

Система вскрытия свиты пластов с проведением капитальных (рис. 4.16) и этажных (рис. 4.17) гезенков аналогичны системам вскрытия с проведением капитальных и этажных квершлагов. Работы по каждому пласту ведутся независимо. Горизонт околоствольного двора располагают на нижнем пласте. При разработке верхних пластов уголь по гезенку перепускается на горизонт околоствольного двора.

Гезенк является дополнительной ступенью в подземном транспорте, вызывающей необходимость дополнительного задалживания

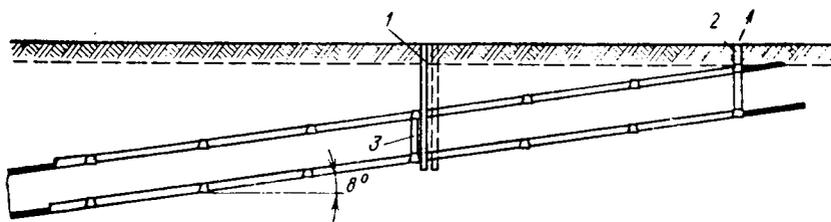


Рис. 4.16. Вскрытие пластов вертикальными стволами и капитальным гезенком:

1 — главный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — капитальный гезенк

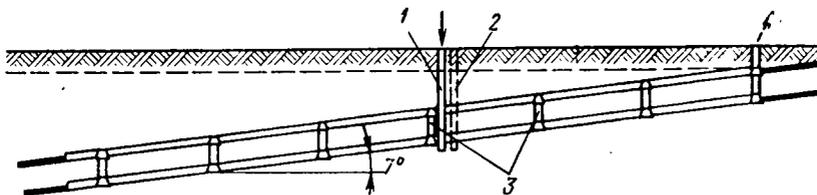


Рис. 4.17. Вскрытие двух пластов вертикальными стволами и этажными гезенками:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — этажные гезенки

рабочих на верхней и нижней приемных площадках. Для доставки материалов, оборудования и людей в нем должен быть оборудован механический подъем или для этих целей необходимо иметь второй гезенк, оборудованный таким подъемом. Однако при использовании гезенков с самотечным транспортом появляется возможность бункеризации угля, способствующей более ритмичной работе транспорта.

Если вскрытие осуществляется этажными гезенками, то разработка ведется с проведением групповых выработок по нижнему пласту (бремсберги и уклоны).

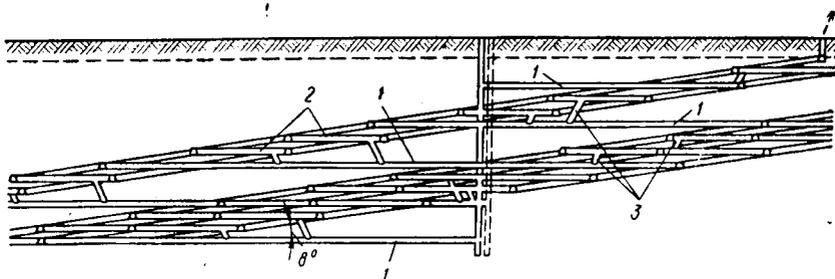


Рис. 4.18. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами, погоризонтными квершлагами и групповыми скатами:

1 — погоризонтные квершлагаи; 2 — этажные квершлагаи; 3 — этажные групповые скаты

В Донецком бассейне при средних глубинах разработки капитальные гезенки применяются длиной до 120 м, а этажные — до 50 м. В зарубежной практике длина гезенков достигает 250 м.

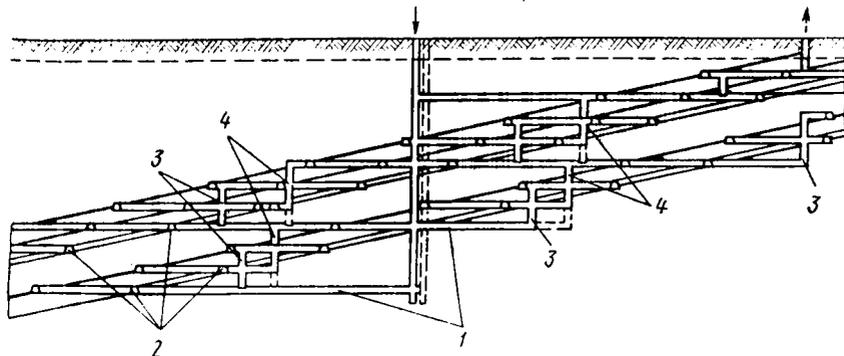


Рис. 4.19. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами, погоризонтными квершлагами и групповыми гезенками:

1 — погоризонтные квершлагаи; 2 — групповые штреки; 3 — групповой гезенки; 4 — вентиляционный гезенк

Вопрос оборудования гезенков специальными углеспусками ступенчатыми или кольцевыми) решается в каждом отдельном случае в зависимости от местонахождения гезенка, его длины и назначения.

При многогоризонтном вскрытии свиты пластов с периодической углубкой стволов и погоризонтными квершлагами, пройденными через два — четыре этажа, капитальные бремсберги и уклоны могут быть заменены скатами или гезенками. Скаты или гезенки устраиваются для каждого пласта или для группы пластов

(рис. 4.18 и 4.19). Транспортирование материалов, оборудования и перевозка людей на этажные квершлагы могут производиться по вентиляционной сбойке, пройденной по пласту между двумя горизонтами.

В зарубежной практике широко применяется система вскрытия, показанная на рис. 4.20. Между вентиляционным и откаточным горизонтами проводят гезенки (слепые стволы) для обслуживания одного или нескольких пластов. Для спуска угля гезенки оборудуются винтовыми спусками. В зависимости от требуемой

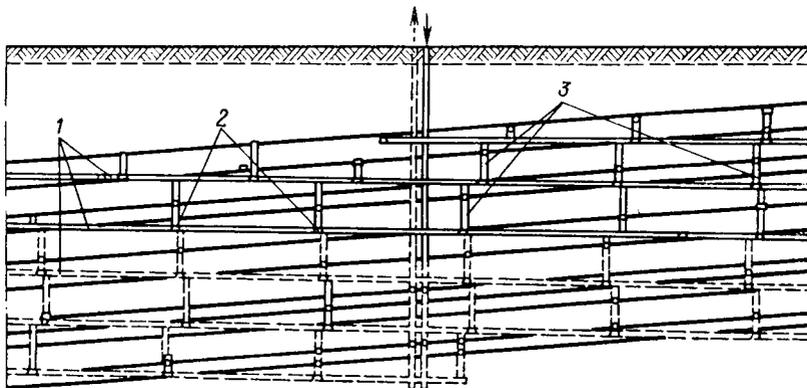


Рис. 4.20. Вскрытие свиты пластов вертикальными стволами, погоризонтными квершлагами, полевыми штреками и гезенками:

1 — погоризонтные квершлагы; 2 — полевые штреки; 3 — гезенки

пропускной способности диаметр винтового спуска принимается от 1000 до 2500 мм. Высота спуска достигает 200—250 м.

Для доставки материалов, оборудования и рабочих во втором отделении того же гезенка или в другом оборудуется клетевой подъем. Эти гезенки могут служить также для проветривания выемочных участков.

Системы вскрытия вертикальными стволами и этажными скатами или гезенками (слепыми стволами) сохраняют ряд достоинств систем вскрытия этажными квершлагами и капитальными квершлагами, а именно: отсутствие капитальных бремсбергов и уклонов для транспортирования угля; наличие одного вида транспорта по основным выработкам; небольшое число рабочих по обслуживанию подземного транспорта и поддержанию выработок (меньше, чем при разработке с применением бремсбергов и уклонов, но больше, чем при вскрытии этажными квершлагами); довольно простая организация подземного транспорта по шахте в целом; возможность бункеризации угля в гезенках (скатах); периодическое обновление шахты после каждой углубки; возможность осуществления этажной и панельной подготовки шахтных полей; большие размеры шахтных полей.

Недостатками такого вскрытия являются: необходимость периодической углубки стволов через два, три или четыре этажа; большая длина погоризонтных квершлагов; большой объем работ, проводимых по породе; сложность вентиляционной сети шахты; трудоемкость проведения скатов и гезенков (слепых стволов); значительные капитальные затраты в течение всего срока существования шахты в связи с углубками; одновременная (периодическая) работа на двух горизонтах.

Ранее указывалось, что системы вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами ограничиваются углами падения пластов $10-20^\circ$. При меньших углах падения пластов углубка стволов с последующим проведением квершлагов целесообразна только через несколько этажей. Отсюда вытекают следующие условия применения системы вскрытия вертикальными стволами с погоризонтными квершлагами и этажными скатами (гезенками): угол падения пластов не более 20° ; большое число пластов угля; большие размеры шахтных полей; значительный срок существования шахты; продолжительный срок службы горизонта.

При разработке свиты пластов число скатов (гезенков) можно уменьшить путем соединения нескольких пластов квершлагами и устройства для каждой группы пластов одного общего ската (гезенка).

Проведение сквозных гезенков по сравнению с погоризонтными квершлагами дает возможность использовать их также для вентиляционных целей — выпускать исходящую струю непосредственно на вентиляционный квершлаг и не поддерживать вентиляционных выработок по пластам.

При соответствующем оборудовании сквозные гезенки могут служить также для спуска людей и материалов с вентиляционного горизонта.

Применение промежуточных квершлагов, групповых скатов или гезенков (слепых стволов) обеспечивает: более эффективную работу транспорта при совместном обслуживании нескольких этажных штреков, что ведет к лучшему использованию транспортных средств и повышению производительности труда; уменьшение числа наклонных ходков по пластам, так как на группу пластов часто достаточно иметь ходок только по одному пласту.

Помимо рассмотренных вариантов систем вскрытия на практике могут применяться также различные их комбинации. Например, свита пластов может вскрываться вертикальными стволами с погоризонтными квершлагами через несколько этажей, при этом наиболее удаленные пласты могут разрабатываться с применением индивидуальных скатов, а сближенные пласты — с применением групповых скатов.

§ 8. Область применения систем вскрытия вертикальными стволами

Системы вскрытия вертикальными стволами широко применяются на угольных шахтах СССР. Значение их еще больше возрастает при переходе к разработке глубоких горизонтов.

В практике угольной промышленности СССР вскрытие капитальными квершлагами применяется при углах падения пластов более 8°. При меньших углах падения длина квершлага значительно возрастает и вместо них проводят гезенки, скаты или наклонные квершлаг.

При небольшом расстоянии между пластами помимо капитального квершлага или гезенка проводят еще этажные квершлаг или гезенки.

При сравнении систем вскрытия капитальным и этажными квершлагами исходят из предельной длины этажных квершлаг.

При увеличении расстояния между пластами длина этажных квершлаг возрастает, а следовательно, возрастают затраты на их проведение. При некотором предельном расстоянии между пластами более выгодным становится проведение капитального квершлага и поддержание бремсбергов и уклонов по каждому пласту вместо проведения этажных квершлаг.

Системы вскрытия пологих пластов вертикальными стволами с капитальным квершлагом являются одними из основных. При этих системах меньшее ограничивающее влияние оказывают такие факторы, как число пластов, расстояние между пластами, производственная мощность шахты.

Вскрытие с проведением квершлагов имеет большие эксплуатационные преимущества и поэтому чаще применяется, чем вскрытие с проведением гезенков: в цепи горизонтальных выработок квершлаг не является дополнительной ступенью в транспорте, так как пластовые штреки и квершлаг составляют одно звено в электровозном транспорте; квершлаг более удобен для передвижения людей, доставки оборудования и материалов и вентиляции.

Вскрытие с помощью наклонных выработок целесообразно применять, когда расстояние между пластами большое и проведение вертикального гезенка затруднительно или нецелесообразно с точки зрения эксплуатации. Вскрытие наклонными выработками в этом случае оказывается более простым при менее сложном оборудовании.

Целесообразность применения гезенка или наклонного ската определяется местными условиями, наличием оборудования для гезенка или ската и другими факторами.

При небольшом расстоянии между пластами наклонные этажные скаты проще и удобнее в эксплуатации, чем этажные гезенки.

СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ

§ 1. Системы вскрытия наклонными стволами без дополнительных вскрывающих выработок

При вскрытии одного пологого пласта по нему проходят обычно один главный наклонный ствол и один или два вспомогательных ствола (рис. 4.21). Вспомогательные стволы проходят параллельно главному стволу на расстоянии не менее 30 м от него; они необходимы для вентиляции и выполнения вспомогательных операций — спуска и подъема людей, транспортирования оборудования, материалов и породы. Главный ствол оборудуют либо

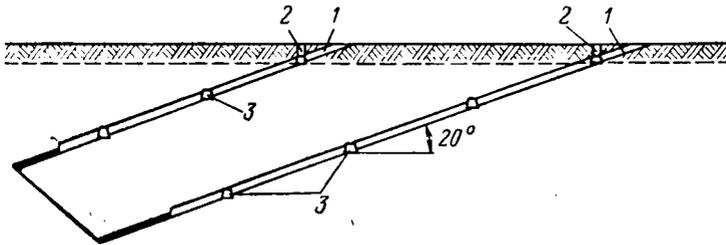


Рис. 4.21. Вскрытие пологого пласта наклонными стволами:
1 — наклонные стволы; 2 — вентиляционный шурф; 3 — этажные штреки

анатным подъемом для транспортирования угля в вагонетках или скипах, либо конвейерами. На шахтах небольшой производственной мощности подъемный ствол для сокращения его длины можно оборудовать рельсовым транспортом. Уголь, породу, материалы и оборудование транспортируют по стволу вагонетках. Откатка в вагонетках практикуется при углах наклона до 35°.

Главные стволы более крупных шахт оборудуют конвейерами для транспортирования угля при углах падения пластов до 17—8°, при больших углах наклона — скиповым подъемом. При анатном подъеме одноступенчатый транспорт осуществляется на длину в среднем до 1000 м. При конвейерном транспорте наклонный ствол может иметь практически любую длину.

На рис. 4.22 показана последовательность разработки шахтного поля, вскрытого наклонными стволами. Для сдачи в эксплуатацию новая шахта должна иметь стволы, пройденные на величину наклонной длины одного этажа. По мере отработки первого этажа производят углубку створа на глубину следующего этажа. Откаточный штрек первого этажа после его отработки служит в качестве вентиляционного для второго этажа.

При весьма пологом или горизонтальном залегании пластов и небольшой глубине от поверхности вскрытие можно осуществлять двумя наклонными стволами, пройденными по породам (рис. 4.23).

Наклонные стволы проходят обычно под углом $15-17^\circ$. Один ствол оборудуют конвейером, другой — канатной откаткой. По

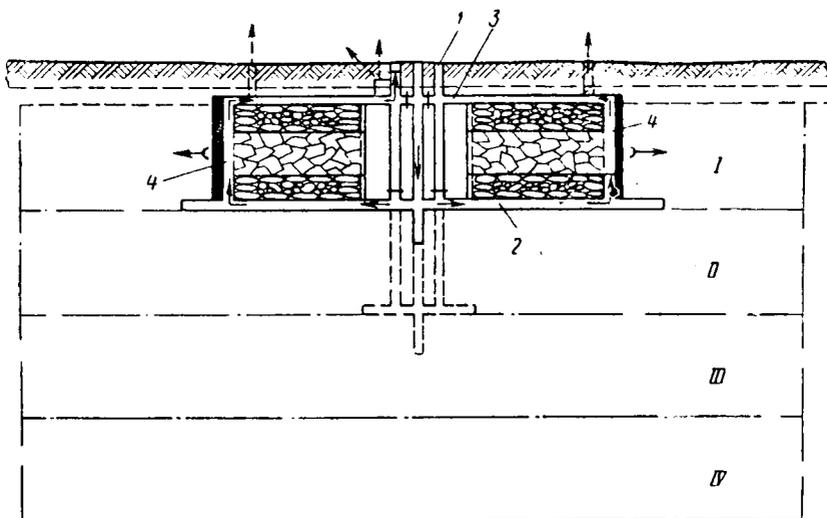


Рис. 4.22. Последовательность разработки шахтного поля, вскрытого наклонными стволами:

1 — наклонные стволы; 2 — откаточный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — лава

вспомогательному стволу поступает свежая струя воздуха. При неглубоком залегании пластов для исходящей струи проходят вентиляционные шурфы.

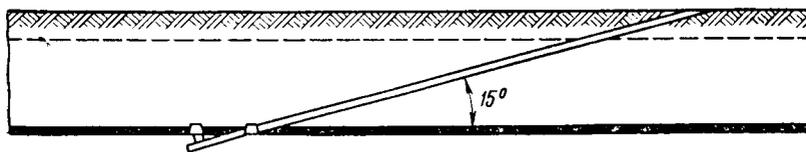


Рис. 4.23. Вскрытие наклонными стволами горизонтального пласта

Подачу электроэнергии и откачку воды на участках осуществляют обычно по скважинам, пройденным непосредственно с поверхности. Это уменьшает потребность в кабелях и трубах, упрощает надзор, улучшает гигиенические условия в горных выработках и повышает безопасность.

Благоприятными условиями для применения вскрытия наклонными стволами по породе являются горизонтальные и весьма пологие пласты. В горной местности с большим перепадом абсолютных отметок рельефа в пределах шахтного поля наклонными стволами вскрываются также верхние этажи при наклонных и крутых пластах. При этом можно наиболее полно использовать основное преимущество наклонного ствола, оборудованного конвейерами: полная конвейеризация шахты от забоя до места погрузки угля в железнодорожные вагоны при практически неограниченной пропускной способности главного ствола. Наличие на каждом выемочном участке выработок, выходящих на поверхность и используемых для доставки основных материалов, в значительной степени снимает нагрузку со вспомогательного наклонного ствола.

§ 2. Системы вскрытия наклонными стволами с дополнительными вскрывающими выработками

При вскрытии наклонными стволами с дополнительными вскрывающими выработками возможны все варианты, ранее рассмотренные для вертикальных стволов. Основной ограничивающий фактор — длина вспомогательного ствола. При значительной глубине залегания его делают ступенчатым, что значительно снижает эффективность его эксплуатации. Вспомогательный ствол может быть пройден круче главного. Поэтому нередко в разных местах шахтного поля и имеют обособленные промплощадки.

В настоящее время преобладает тенденция закладки наклонных стволов в пустых породах. Незначительное увеличение трудоемкости при проходке стволов компенсируется лучшими условиями поддержания в процессе эксплуатации, снижением потерь угля в околоствольных целиках и полностью исключает опасность самовозгорания угля в этих целиках, что особенно опасно в выработках общешахтного назначения.

Проходка стволов по пластам полезного ископаемого применяется на некрупных шахтах с небольшим сроком службы стволов, с пластами тонкими и средней мощности, не склонными к самовозгоранию.

При одновременной разработке нескольких пластов применяют системы вскрытия наклонными стволами и капитальными (рис. 4.24) или этажными (рис. 4.25) квершлагами с последовательной разработкой этажей в нисходящем порядке. Горизонтальные квершлагги удобны при применении одного вида транспорта, например электровозного, при обслуживании нескольких пластов.

Наклонные стволы целесообразно проходить по нижнему пласту с устойчивыми боковыми породами. Если боковые породы нижнего пласта слабые и склонны к пучению, то стволы могут быть пройдены по одному из верхних пластов, а на нижних пластах во избежание подрботки стволов необходимо оставить под стволами целики угля. На пластах, расположенных над наклонными стволами, целиков оставлять не следует, так как они будут передавать дополнительное давление на стволы.

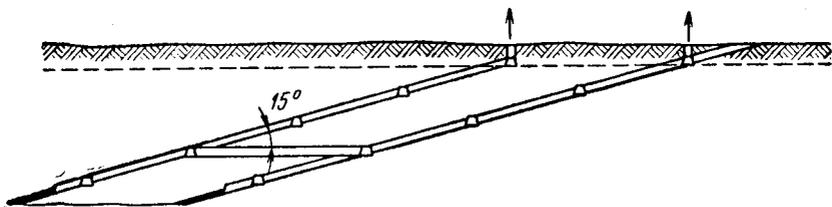


Рис. 4.24. Вскрытие наклонными стволами и капитальным квершлагом

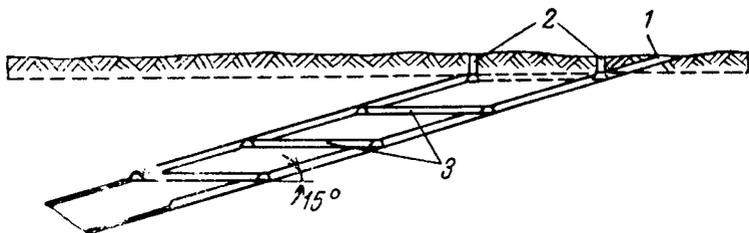


Рис. 4.25. Вскрытие двух пластов наклонными стволами и этажными квершлагами:

1 — наклонный ствол; 2 — шурфы; 3 — этажные квершлагаи

Проветривание первого этажа на каждом пласте осуществляется с помощью отдельных для каждого участка шурфов или через один центральный шурф. Проветривание последующих этажей может осуществляться через центральный или через фланговые шурфы, оставшиеся на крыльях шахтного поля после отработки первого этажа. При разработке свиты пластов этажный откаточный квершлаг предыдущего этажа служит в качестве вентиляционного для последующего этажа. При обособленном проветривании каждого пласта необходимо поддерживать вентиляционные выработки на каждом пласте; это облегчает проветривание шахты, хотя и увеличивает протяженность поддерживаемых выработок.

Для организации проветривания очистных работ в уклонных полях необходимо поддерживать бремсберги верхнего этажа. При вскрытии с этажными квершлагами для этих целей кроме бремсбергов некоторое время после отработки второго этажа поддерживается еще и этажный штрек, а один из бремсбергов на каждом

этаже поддерживается до полной отработки шахтного поля, что является крупным недостатком этого варианта.

Дополнительные трудности в обеспечении проветривания уклонных полей снижают эффективность применения наклонных стволов в сочетании с квершлагами.

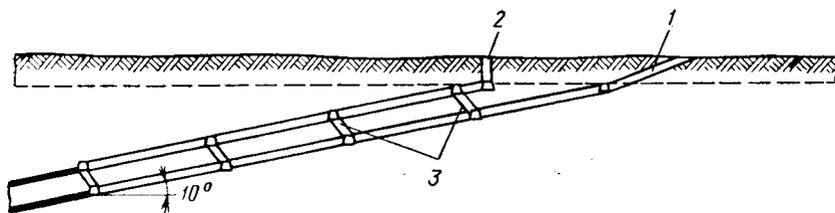


Рис. 4.26. Вскрытие наклонными стволами и этажными скатами:

1 — наклонные стволы; 2 — вентиляционные шурфы; 3 — этажные скаты

Выбор горизонтального или наклонного квершлага зависит от расстояния между пластами, угла их падения, а также расположения наклонного ствола относительно пластов. Предпочтение отдается горизонтальным квершлагам, как более удобным и более экономичным в эксплуатации при значительной длине квершлагов. Горизонтальные квершлагы оправдывают себя при рельсовом транспорте, а также при небольшом расстоянии между

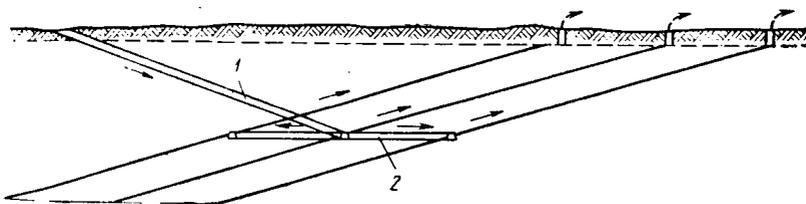


Рис. 4.27. Вскрытие свиты пластов наклонными стволами, пройденными по породам вкрест простирания пласта и капитальными квершлагами:

1 — наклонные стволы; 2 — капитальный квершлаг

пластами, примерно до 50 м. Однако при весьма пологом залегании (менее $7-8^\circ$) и значительном расстоянии между пластами (100—200 м) вскрытие дополнительных пластов осуществляется наклонными квершлагами, чаще двумя оборудованными рельсовым и конвейерным транспортом.

При небольшом расстоянии между пластами вместо горизонтальных квершлагов проводят скаты (рис. 4.26). Если откатка концентрируется на нижнем пласте, то схема транспорта становится ступенчатой: штрек верхнего пласта — скат — штрек нижнего пласта. При этом скаты периодически заменяют по простиранию новыми, расположенными ближе к очистным забоям. Транспортные штреки верхних пластов оборудуют конвейерами, до-

ставляющими уголь к скату, и поддерживают только до ближайшего от забоя ската.

Материалы и оборудование на верхние пласты доставляются с откаточного штрека по угольным скатам или с вентиляционного штрека по вентиляционным шурфам с помощью лебедок.

Применение конвейерного или самотечного транспорта по вскрываемым выработкам особенно целесообразно, когда на вскрытом пласте также применяется конвейерный транспорт.

Для доставки материалов и оборудования скат должен иметь соответствующее отделение. Иногда для этих целей проходится специальный квершлаг, оборудованный рельсовым транспортом.

Существенным недостатком систем вскрытия капитальными квершлагами или скатами является многоступенчатость транспорта, в результате чего увеличивается штат обслуживающего персонала.

Система вскрытия свиты пластов наклонными стволами, пройденными по породам вскрест простирания (рис. 4.27), не нашла широкого применения, так как при отработке нижних горизонтов стволы почти полностью находятся в зоне, подверженной влиянию очистных работ, и под ними необходимо оставлять целики угля.

§ 3. Область применения систем вскрытия наклонными стволами

Достоинствами систем вскрытия наклонными стволами являются: возможность полной конвейеризации доставки угля от забоя до мест погрузки его потребителям; большая производительность ствола, оборудованного конвейером для выдачи угля; сокращение срока строительства шахты и меньшие по сравнению с вскрытием вертикальными стволами капитальные затраты (несложное оборудование, упрощенный поверхностный комплекс и т. д.).

Основные недостатки систем вскрытия шахтных полей наклонными стволами: большая, чем у вертикальных, длина наклонных стволов при вскрытии одного и того же горизонта; небольшая пропускная способность стволов при канатной откатке; большая, чем у вертикальных стволов, стоимость поддержания и обслуживания.

Оборудование главного ствола двумя параллельными конвейерными линиями (из которых одна может выдавать попеременно и породу и уголь) резко увеличивает область применения наклонных стволов, так как устраняет один из недостатков этой системы — малую пропускную способность вспомогательного ствола. На долю последнего в этом случае останется только перевозка людей и вспомогательных материалов. К тому же наличие резерва на главном подьеме шахты весьма положительно скажется на всей ее работе.

Нет особых оснований жестко ограничивать область применения рассматриваемого класса систем вскрытия ни углом падения

пластов, ни их числом в свите, а также и другими факторами геологического или организационно-технического характера, кроме глубины горизонта вскрытия (600—800 м по вертикали), чем они уступают системам с вертикальными стволами.

Глава IV

СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ ШТОЛЬНОЙ

§ 1. Сущность систем вскрытия штольной

В районах с холмистой или гористой поверхностью угольные пласты можно вскрывать штольнями. В зависимости от расположения выходов пластов на поверхность штольни могут быть проделаны непосредственно по пласту или по породам.

При пологих пластах часть поля, расположенная выше уровня штольни, может быть отработана через бремсберги, а для выемки нижней части проводят уклоны. В зависимости от рельефа местности на верхней границе шахтного поля проводят вентиляционные шурфы или штольни.

Размеры надштольневой части шахтного поля определяются рельефом местности и углом падения пластов. При большой высоте надштольневой части поля со значительными запасами возможно их вскрытие вспомогательной штольной с перепуском поля на нижнюю основную штольню по скату.

Запасы ниже штольнего горизонта могут быть отработаны а штольню через слепые, наклонные стволы или уклоны в зависимости от угла падения пластов.

При вскрытии штольнями необходимо учитывать некоторые дополнительные условия, а именно:

наличие необходимых размеров площадки у устья штольни для размещения поверхностного комплекса шахты;

возможность подъезда (подведения дорог) к промплощадке к устьям других выработок, выходящих на поверхность;

предусматривать меры против образования оползней и заопления шахты через устья выработок, выходящих на поверхность, паводковыми и ливневыми водами;

снежные заносы, опасность снежных обвалов и кампадагов, замерзание вытекающей из штольни воды в зимнее время;

преобладающее направление ветров («роза ветров») и др.

В этих целях устья штольни закладываются выше максимального уровня паводковых и ливневых вод, наблюдавшихся течение ближайших 50 лет (если нет более давних наблюдений). Уклоны выше уровня штольни не должны быть склонны к сползанию, горным обвалам и образованию снежных лавин. Устья шахт выработок на поверхности охраняются нагорными водогводными канавами. В необходимых случаях под склонами

оставляются целики, чтобы не вызвать оползней и горных обвалов. Зимой утепляется водоотводная канава в устье штольни.

Преимущества штольнего вскрытия состоят в отсутствии механического подъема для угля и воды (кроме участков водоотливных установок и подъема отбитого угля на горизонт штольни при отработке подштольневых запасов уклонными полями).

Небольшая мощность наносов на возвышенных местах облегчает доступ к пластам с поверхности, упрощая их подготовку и организацию проветривания горных работ.

На величину производственной мощности штольневой шахты определяющее влияние оказывают объем вскрываемых штольней запасов и конфигурация рельефа поверхности, в свою очередь, влияющая на равномерность распределения этих запасов по площади шахтного поля и возможность подвода железной дороги ближе к устью главной штольни.

§ 2. Системы вскрытия штольней с этажными квершлагами, слепыми стволами и гезенками

Вариант системы вскрытия штольней с этажными квершлагами, слепыми стволами и гезенками показан на рис. 4.28 для крупной шахты. Слепые стволы и гезенки осуществляют связь

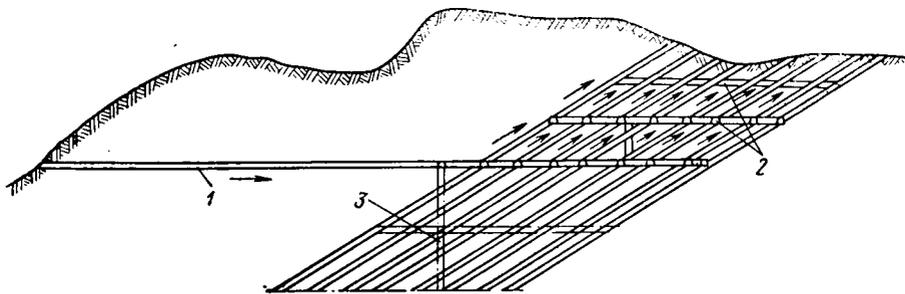


Рис. 4.28. Вскрытие свиты пластов штольней с этажными квершлагами и слепыми стволами:

1 — штольня; 2 — этажные квершлагги; 3 — слепой ствол

между этажами и, что особенно важно, создают возможность отрабатывать подштольневые запасы бремсберговыми полями.

На рис. 4.29, а показано вскрытие поля шахты «Восточная-2», разрабатывающей часть Ткибули-Шаорского месторождения. Поле шахты вскрыто парными штольнями, длиной по 3068 м. От штолен в лежачем боку угленосной свиты до откаточного горизонта самого верхнего этажа шахты проведены слепые стволы глубиной до 407 м каждый. От стволов на вентиляционном и откаточном горизонтах пройдены центральные квершлагги длиной 815 и 700 м. Вскрытие последующих горизонтов может осуществляться также этажными квершлагами (см. пунктирную линию).

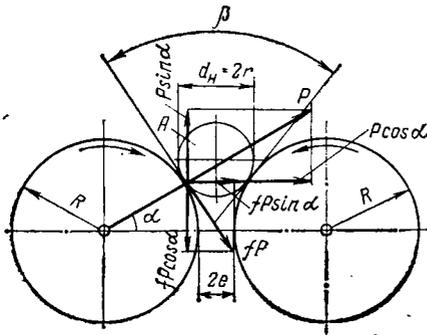


Рис. 19.12. К расчету валковой дробилки

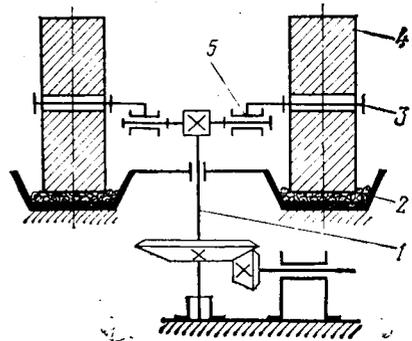


Рис. 19.13. Бегуны:

1 — вертикальный вал; 2 — чаша; 3 — горизонтальная ось; 4 — жернов (каток); 5 — кривошип

Валковые дробилки широко применяют для измельчения серного колчедана, известняка, солей, мела, шамота и других аналогичных по физико-механическим свойствам материалов.

Достоинством валковых дробилок являются: 1) простота и компактность; 2) надежность в работе. К недостаткам их следует отнести: 1) выпуск плоских кусков измельченного материала (при гладких валках); 2) малую пригодность для измельчения материалов высокой прочности.

Основные расчетные параметры валковых дробилок приводятся ниже.

Угол захвата. На кусок материала *A* (рис. 19.12), находящийся между валками, действует сила давления *P* валка, которая может быть разложена на составляющие $P \sin \alpha$ по вертикали и $P \cos \alpha$ по горизонтали. Сила *P* вызывает силу трения fP , где *f* — коэффициент трения между куском и валком. Эту силу также можно разложить на горизонтальную и вертикальную составляющие, как показано на рис. 19.12.

Для того чтобы кусок втягивался между валками и измельчался, необходимо, чтобы втягивающие силы $2fP \cos \alpha$ при вращении двух валков были больше выталкивающих сил $2P \sin \alpha$, т. е. должно соблюдаться условие

$$2fP \cos \alpha \geq 2P \sin \alpha,$$

откуда

$$\operatorname{tg} \alpha \leq f \quad \text{или} \quad \operatorname{tg} \alpha \leq \operatorname{tg} \varphi,$$

где φ — угол трения.

Из последнего выражения следует, что для захвата кусков материала гладкими валками необходимо, чтобы угол захвата α был меньше угла трения материала φ , т. е. $\alpha \leq \varphi$.

Учитывая, что угол $\beta = 2\alpha$, можно условие дробления материала сформулировать так: $\beta = 2\varphi$.

В валковых дробилках угол захвата α обычно принимают равным 18° .

Наибольший размер захватываемых кусков. По схеме на рис. 19.12 можно определить наибольший размер $d_n = 2r$ сферических кусков, которые могут быть втянуты валками. Согласно схеме,

$$R + e = (R + r) \cos \alpha,$$

где e — половина зазора между валками; R — радиус валка.

Умножая обе части равенства на 2 и решая его относительно $2r$, находим наибольший размер захватываемых кусков:

$$2r = [2R(1 - \cos \alpha) + 2e] / \cos \alpha. \quad (19.12)$$

или при вплотную сдвинутых валках ($2e = 0$)

$$2r = 2R(1 - \cos \alpha) / \cos \alpha. \quad (19.13)$$

При $\alpha = 18^\circ$ выражение (19.12) принимает вид: $2r = 0,1R + 2e$.

На практике наибольший размер измельчаемых кусков в 20—25 раз меньше диаметра валков.

Скорость валков. Предельное число оборотов валков находят, исходя из недопустимости проскальзывания кусков материала по поверхности валков, которое приводит к снижению производительности дробилки. При указанном условии по Л. Б. Левенсону

$$n = 616 \sqrt{f / (\rho d_n D)}, \quad (19.14)$$

где f — коэффициент трения материала о валок ($f = 0,3$); ρ — плотность материала, кг/м³; d_n — размер кусков исходного материала, м; D — диаметр валка, м.

Обычно окружная скорость валков колеблется в пределах от 3 до 6 м/с.

Производительность. Теоретическая производительность Q (в т/ч) валковых дробилок определяется по формуле

$$Q \approx 0,2 \mu \rho L D e n, \quad (19.15)$$

где μ — коэффициент разрыхления измельченного материала ($\mu = 0,2—0,3$ для материалов средней прочности); L — длина валка; все линейные размеры даны в м, плотность в кг/м³.

Бегуны. Схема бегунов показана на рис. 19.13. Бегуны имеют два или (реже) три цилиндрических жернова (катка) 4 и чашу 2, в которую загружается измельчаемый материал. Жернова совершают сложное движение. Они вращаются вокруг вертикальной оси вместе с вертикальным валом 1 и одновременно вокруг горизонтальных осей 3.

Вал 1 приводится во вращение от электродвигателя через коническую зубчатую передачу. Вращение жерновов вокруг горизонтальных осей происходит из-за трения между цилинд-

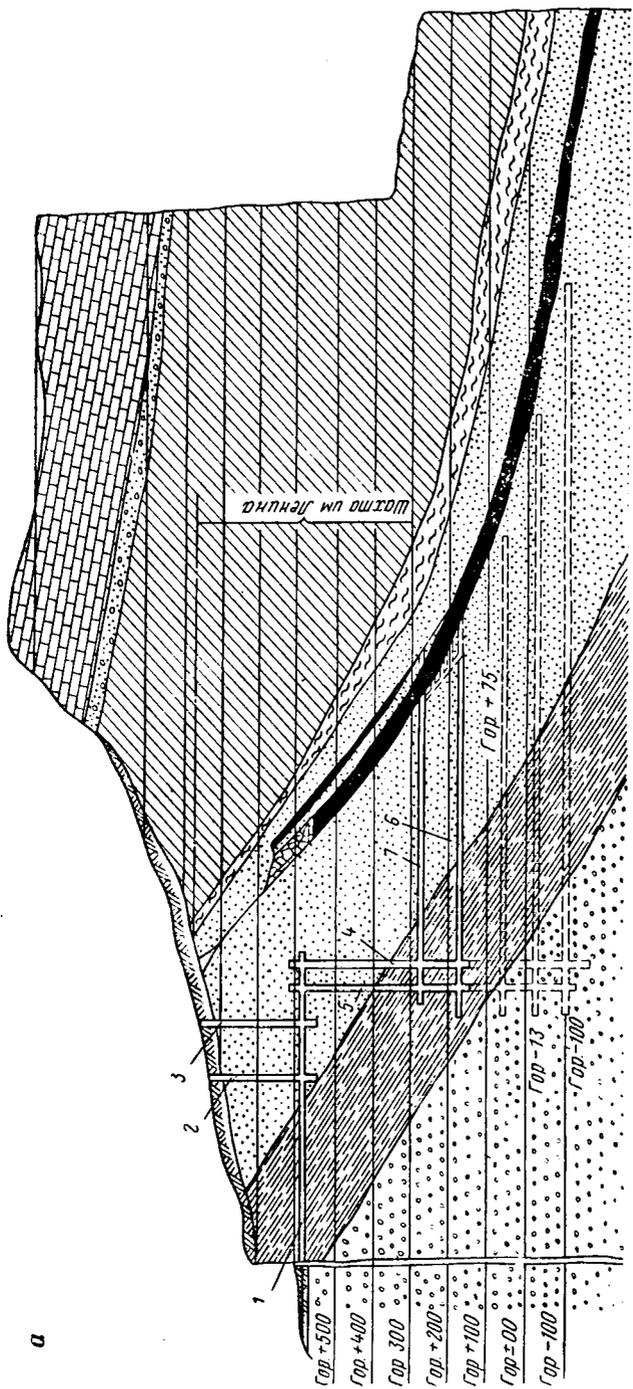
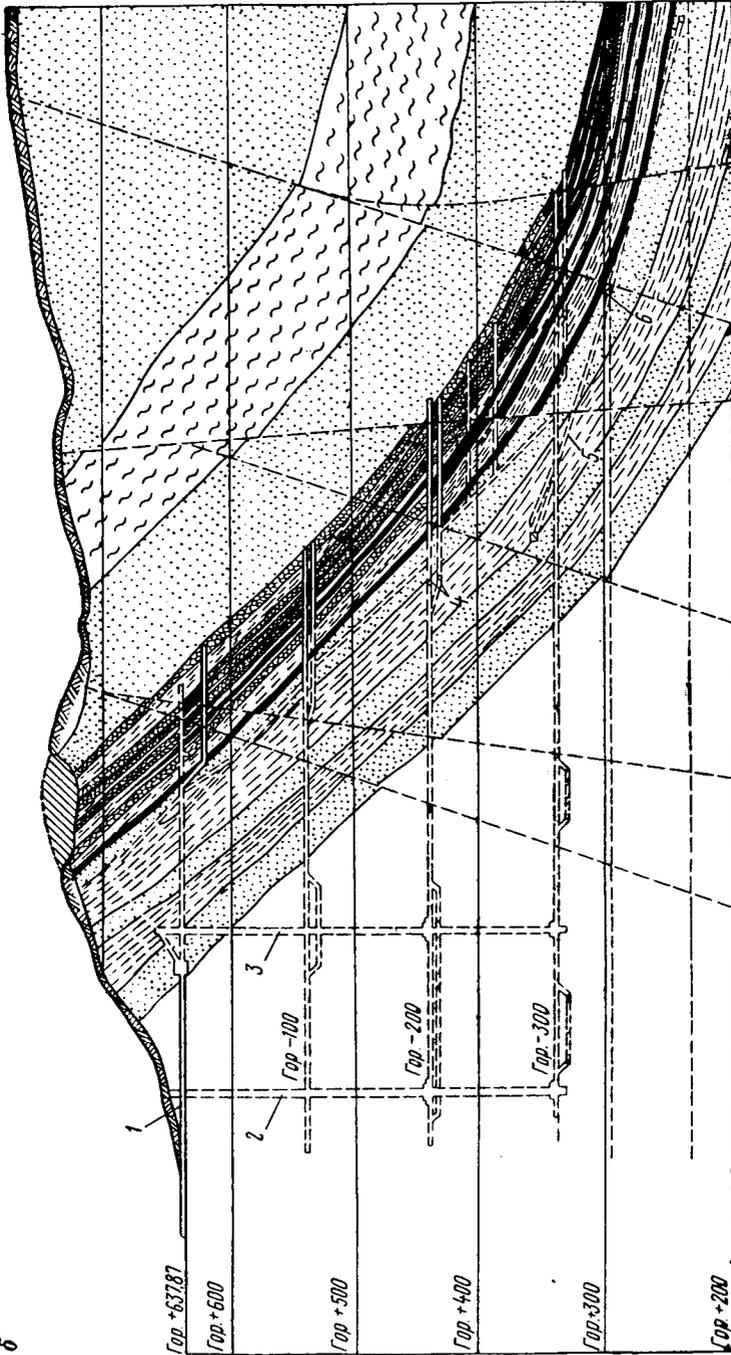


Рис. 4.29. Вскрытие капитальной штольной шахтного поля в условиях Ткибули-Шаорского месторождения:

1 — шахта «Восточная-2»; 2 — капитальная штольня; 2 — нульпослусной ствол; 3 — вентиляционный ствол; 4 — главный слепой ствол; 5 — вспомогательный слепой ствол; 6, 7 — главный вентиляционный и откаточный квершлаг; 6 — шахта «Западная»; 1 — капитальная штольня; 3 — вспомогательный ствол; 3 — слепой ствол; 4, 6 — полевые штреки; 4, 6 — полевые штреки; 5 — уклон



Продолжение рис. 4.29

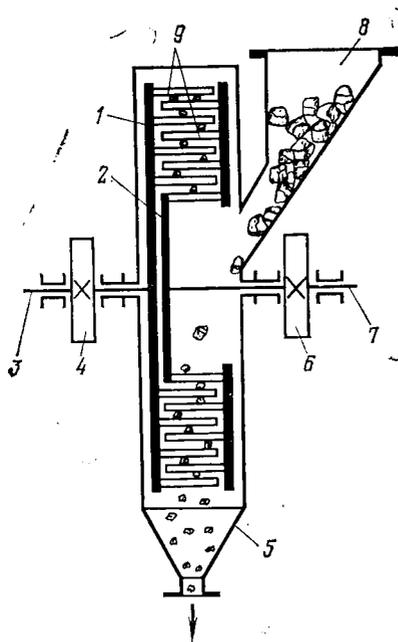


Рис. 19.14. Схема дезинтегратора:
 1, 2 — диски; 3, 7 — валы; 4, 6 — шкивы; 5 — разгрузочная воронка; 8 — загрузочная воронка; 9 — пальцы-била

рической поверхностью жерновов и материалом, помещенным в чаше. Измельчение материала осуществляется раздавливанием и истиранием при набегании на него жерновов. Истирание происходит при скольжении цилиндрической поверхности жернова по поверхности материала. Все точки цилиндрической поверхности жернова в относительном движении вокруг своей оси имеют одинаковую окружную скорость, а в относительном движении вокруг вертикальной оси различную (пропорциональную радиусу вращения). В средних (по ширине) точках цилиндрической поверхности жернова проскаль-

зывания нет, а в остальных точках наблюдается проскальзывание, скорость которого равна разности окружных скоростей двух отмеченных относительных движений. Максимальная скорость проскальзывания возникает у краев цилиндрической поверхности жернова. При набегании на большие куски очень прочного материала жернова могут приподниматься при помощи кривошипов 5, чем предотвращается поломка машин.

Бегуны часто применяют для одновременного измельчения и смешения материалов как сухим, так и мокрым способом.

Различают бегуны: 1) с неподвижной чашей и катками, вращающимися от привода; 2) с вращающейся чашей (от привода) и катками, свободно вращающимися на горизонтальной оси под действием сил трения о материал.

Бегуны с вращающейся чашей более быстроходны ($n=20—50$ об/мин) и обеспечивают большую производительность, чем бегуны с неподвижной чашей, которые обычно вращаются со скоростью 10—20 об/мин. Выгрузка готового продукта проводится либо периодически при помощи скребка через борт чаши (при сухом измельчении), либо непрерывно через щели в основании или через сетку у бортов вращающейся чаши. В быстроходных бегунах материал выгружается под действием центробежной силы в кольцевой поддон, окружающий чашу.

Бегуны приспособлены для обработки вязких влажных глинистых материалов и обеспечивают степень измельчения $i=10—15$ при размере кусков исходного материала 20—50 мм.

Пальцевые (ударные) измельчители. К ударным (пальцевым) измельчителям относятся дезинтеграторы, дисмембраторы и другие машины аналогичных конструкций.

Дезинтегратор (рис. 19.14) имеет два диска 1 и 2, которые закреплены на соосных валах 3 и 7. Диски приводятся в быстрое вращение в противоположных направлениях от шкивов 4 и 6. На дисках по концентрическим окружностям расположены пальцы-била 9. Каждый ряд пальцев одного диска расположен с небольшим зазором между двумя рядами пальцев другого диска.

Материал поступает в машину через воронку 8 сбоку и измельчается ударами быстро вращающихся пальцев. Измельченный материал удаляется через разгрузочную воронку 5 в нижней части корпуса. Скорость вращения дисков 200—1200 об/мин. Производительность дезинтеграторов колеблется в пределах 0,5—20 т/ч.

Дисмембраторы, в отличие от дезинтеграторов, имеют один вращающийся диск. Второй диск неподвижен—его роль выполняет крышка измельчителя, на внутренней поверхности которой укреплены по концентрическим окружностям ряды пальцев. Иногда пальцам дисмембраторов придают форму ножей для измельчения волокнистых материалов срезом или разрывом.

Достоинствами ударных измельчителей (мельниц) являются: 1) простота устройства и компактность; 2) высокие производительность и степень измельчения; 3) надежность в работе.

К их недостаткам можно отнести: 1) повышенный износ дробящих деталей (особенно пальцев); 2) большое пылеобразование; 3) значительный расход энергии.

Шаровые и стержневые барабанные измельчители. *Шаровой измельчитель* представляет собой барабан, частично заполненный измельчающими телами—металлическими или кварцевыми шарами. При вращении барабана шары увлекаются трением о его стенки на некоторую высоту, а затем свободно падают, измельчая материал ударами и истиранием.

В зависимости от формы барабана и отношения его длины к диаметру различают короткие шаровые измельчители с $L:D$ до 1,5—2 (рис. 19.15, а, б), трубчатые с $L:D=3—6$ (рис. 19.15, в) и цилиндро-конические (рис. 19.15, г).

Шаровые измельчители изготавливают либо с центральной разгрузкой через полую цапфу (рис. 19.15, а), либо с торцевой разгрузкой через диафрагму—поперечную решетку, установленную у разгрузочного конца барабана (рис. 19.15, б). Реже применяют измельчители с периферийной разгрузкой через отверстия в барабане и окружающие его цилиндрические сита (рис. 19.15, в, г).

Шаровые измельчители с коротким барабаном очень часто работают по замкнутому циклу совместно с классифицирующим и транспортирующим устройствами, отделяющими недоиз-

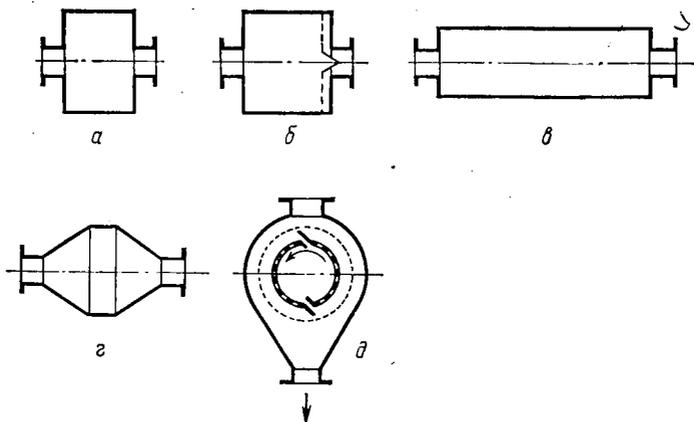


Рис. 19.15. Типы шаровых измельчителей:

а — короткий с центральной разгрузкой через цапфу; *б* — короткий с торцевой разгрузкой через диафрагму; *в* — трубчатый; *г* — цилиндро-конический; *д* — с периферической разгрузкой через сита

мельченный продукт после выхода из измельчителя и возвращающими его на повторное измельчение.

Измельчение в шаровых измельчителях производится сухим и мокрым способами. Степень измельчения материала в них $i = 50—100$.

Шаровые измельчители с центральной разгрузкой имеют короткий барабан, заполненный примерно наполовину стальными шарами диаметром 25—175 мм (при питании кусками не крупнее 25—65 мм). Барабан внутри облицован футеровочными плитами, имеющими ступенчатую или волнистую поверхность для подъема шаров на большую высоту. Измельчение проводится как мокрым, так и сухим способом, причем в первом случае суспензия свободно сливается через полую цапфу, а во втором — измельченный материал разгружается через цапфу под действием собственного веса или выводится с потоком воздуха, который отсасывается вентилятором.

Наиболее распространены шаровые измельчители этого типа с размерами барабана (диаметр \times длина) 900 \times 1800; 1500 \times 3100; 2100 \times 3000 и 3200 \times 4500 мм.

Шаровой диафрагмовый измельчитель имеет короткий цилиндрический барабан 3 (рис. 19.16) с литыми торцевыми крышками 1 и 7, вращающийся на полых цапфах 9. Возле одной из крышек барабан по всему поперечному сечению перекрыт решеткой-диафрагмой 6, задерживающей шары и крупные куски материала. Через щели диафрагмы проходит измельченный материал, который подхватывается радиальными ребрами 8, а затем ссыпается на направляющий конус 10 и удаляется из мельницы через полую цапфу. Такие измельчители работают обычно по замкнутому циклу.

Для диафрагмовых измельчителей характерны размеры 900×900; 1500×1500; 2100×3000; 3600×4000 мм.

Трубчатые измельчители. Наиболее полное измельчение материала достигается в трубчатых шаровых измельчителях за счет увеличения времени его пребывания в длинном барабане. В этом случае отпадает необходимость в классификаторе, но увеличивается расход энергии на измельчение.

Трубчатые измельчители делятся на однокамерные и многокамерные.

Многокамерные измельчители разделены решетчатыми перегородками на 3—4 камеры, размеры дробящих тел в которых от первой к последней уменьшаются в соответствии с измельчением материала. Такое устройство барабана способствует уменьшению расхода энергии на измельчение. Первые по ходу материала камеры футеруются волнистыми плитами и заполняются шарами на 23—28% объема, а последние имеют гладкую футеровку и загружаются на 30—40% объема.

Разгружают трубчатые измельчители через решетку у торцевой стенки барабана и щели, расположенные по периферии этой стенки. Через щели готовый материал удаляется в кольцевой желоб.

Стержневые измельчители имеют короткий барабан, в который загружаются стержни диаметром 40—100 мм. При неболь-

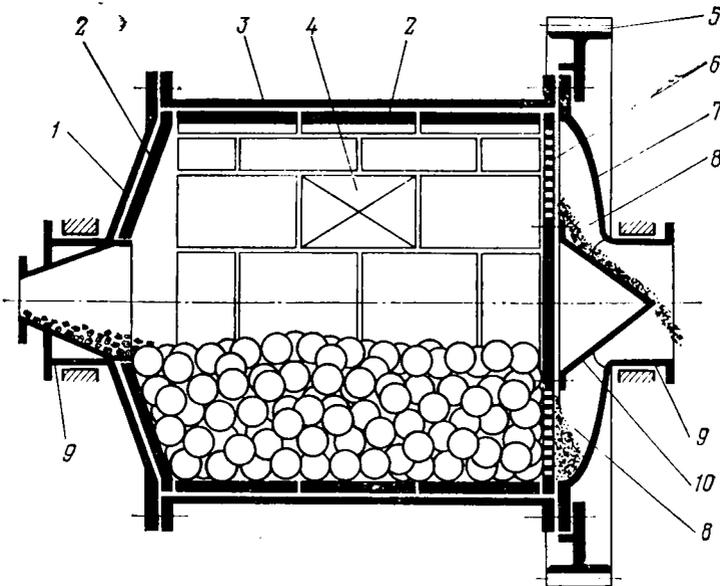


Рис. 19.16. Схема шарового диафрагменного измельчителя:

1, 7 — крышки; 2 — броневые плиты; 3 — корпус барабана; 4 — люк; 5 — приводная шестерня; 6 — решетка-диафрагма; 8 — радиальные ребра; 9 — полые цапфы; 10 — направляющий конус

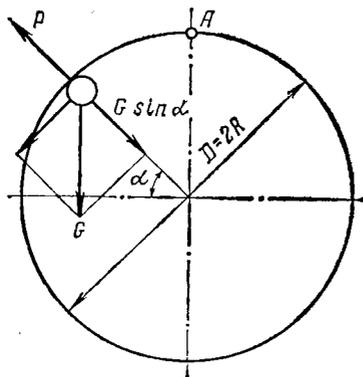


Рис. 19.17. К определению предельного числа оборотов шаровой мельницы

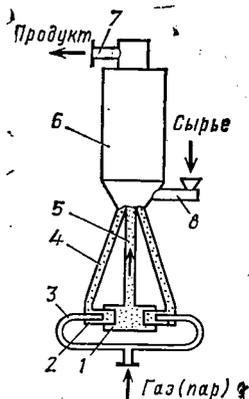


Рис. 19.18. Струйный измельчитель (мельница) с противоточной помольной камерой:

1 — помольная камера; 2 — разгонная трубка; 3 — сопло; 4 — рукав; 5 — отводная труба; 6 — сепаратор; 7 — штуцер; 8 — питатель

шом числе оборотов барабана (12—30 об/мин) стержни не падают, а перекатываются в нем, в результате чего не происходит переизмельчения материала. Поэтому стержневые измельчители дают более равномерный продукт, чем шаровые.

Загрузка и выгрузка материала осуществляется через полые цапфы. Измельчение в стержневых измельчителях производится, главным образом, мокрым способом.

Для стержневых измельчителей наиболее характерны размеры барабана 900×1800; 1500×3000; 1800×3000; 2100×3000 и 2700×3600 мм.

Основные расчетные параметры шаровых измельчителей рассмотрены ниже.

Число оборотов. На шар, находящийся во вращающейся мельнице (рис. 19.17), действуют силы веса G и центробежная сила P . При массе шара m , ускорении свободного падения g , радиусе вращения шара R , угловой скорости ω и числе оборотов барабана n сила тяжести G и центробежная сила P соответственно равны:

$$G = mg; \quad P = m\omega^2 R = m(\pi n/30)^2 R.$$

При этом допускается, что окружные скорости движения шара и барабана равны, а R равен внутреннему радиусу барабана, так как диаметр шара незначителен по сравнению с диаметром барабана.

Для того чтобы шар мог отделиться от стенки барабана и упасть вниз, должно соблюдаться условие

$$G \sin \alpha > P \quad \text{или} \quad G \sin \alpha > m(\pi n/30)^2 R.$$

В предельном положении, когда шар находится в точке A ($\alpha = 90^\circ$)

$$G > \frac{G}{g} \left(\frac{\pi n}{30} \right)^2 R,$$

откуда предельное (критическое) число оборотов измельчителя, при которой шары уже не будут отделяться от стенки барабана и падать вниз, равно

$$n_{кр} = \sqrt{\frac{900g}{\pi^2 R}} = \frac{42,3}{D^{1/2}}. \quad (19.16)$$

При критических и больших, чем критические, числах оборотов шары вращаются вместе с барабаном и не совершают полезной работы (не измельчают материал).

Обычно число оборотов измельчителя (в мин⁻¹) принимают равным 75% от $n_{кр}$ и определяют по формуле

$$n = 32/\sqrt{D}. \quad (19.17)$$

Загрузка барабанных измельчителей. Короткие измельчители независимо от способа их разгрузки, заполняют шарами приблизительно на 40—45% объема барабана. Диаметр шаров $D_{ш}$ (в мм), загружаемых в барабан, зависит от наибольшего размера измельчаемых кусков d_n и размера частиц измельченного продукта d_k и может быть определен по формуле В. М. Олевского:

$$D_{ш} = 6 \lg d_k \sqrt{d_n}, \quad (19.18)$$

где d_k — в мкм; d_n — в мм.

Производительность шарового измельчителя. Для определения производительности (в т/ч) шарового измельчителя можно рекомендовать эмпирическую формулу

$$Q = 6,45V_6 \sqrt{D} \left(\frac{m_m}{V_6} \right)^{0,8} kq, \quad (19.19)$$

где V_6 — полный объем барабана, м³; D — диаметр барабана, м; m_m — масса мелких тел, т; k — поправочный коэффициент, учитывающий тонину помола ($k=0,6-1,0$ в зависимости от остатка на сите 008 от 2 до 10%); $q=0,4$ — удельная производительность измельчителя, т/(кВт·ч).

Производительность барабанных измельчителей зависит от многих факторов: механических свойств материала, размера измельчаемых кусков, степени измельчения, веса шаровой загрузки, размеров измельчителя и т. д. Поэтому надежно производительность измельчителя может быть определена только опытным путем.

Струйные измельчители (мельницы). Эти машины обеспечивают измельчение материала средней твердости до размера частиц 2—5 мкм. Материал измельчается при соударении частиц между собой, а также при ударах и истирании о стенки камеры. В струйных измельчителях сжатый газ или пар рас-

ширяется в соплах и достигает скорости несколько сотен метров в секунду. Измельчаемые частицы вводятся в струю газа или пара, где измельчаются при пересечении струй, соударяясь между собой или ударяясь о стенки камеры. На рис. 19.18 показана схема струйного измельчителя с противоточной полой камерой 1, футерованной износостойким материалом. В камеру входят с противоположных сторон разгонные трубки 2 с соплами 3 для подачи газа или пара. Измельчаемый материал поступает в разгонные трубки по рукавам 4. Измельченный материал по трубе 5 поступает в сепаратор 6, где отделяется крупная фракция, которая возвращается на измельчение. Мелкая фракция выводится через штуцер 7. Исходный материал подается в измельчитель питателем 8.

Вибрационные измельчители. Для весьма тонкого измельчения применяют вибрационные измельчители, представляющие собой барабан, заполненный на 70—80% шарами. Внутри барабана установлен вибратор, который при работе измельчителя совершает 1500—3000 колебаний в минуту при амплитуде 2—4 мм. При этом шары приводятся в интенсивное движение и тонко измельчают материал.

Коллоидные измельчители. В коллоидных измельчителях обеспечивается очень тонкое измельчение материалов; частицы продукта имеют величину меньше микрона. Измельчение проводится обычно мокрым способом. Основными частями коллоидного измельчителя являются корпус с коническим гнездом и ротор. Между конической поверхностью корпуса и поверхностью ротора устанавливается зазор, равный долям миллиметра. Окружная скорость ротора достигает 30—125 м/с. В зазор между корпусом и ротором направляется суспензия, при этом твердые частицы измельчаются истиранием.

Выбор и сравнение измельчающих машин. При выборе измельчающей машины исходят из механических свойств материала, заданной степени измельчения и размеров кусков (частиц) конечного продукта. В первом приближении для выбора измельчающей машины могут быть использованы следующие рекомендации:

Вид измельчения	Рекомендуемые измельчающие машины
Крупное	Щековые и конусные дробилки
Среднее	Конусные и молотковые дробилки, вальцы зубчатые
Мелкое	Вальцы рифленные и гладкие, бегуны, молотковые дробилки и ударные измельчители
Тонкое	Бегуны, шаровые, стержневые, струйные, вибрационные измельчители
Коллоидное	Коллоидные измельчители

Конусные дробилки обладают большей производительностью, чем щековые, меньше расходуют энергии, дают более равномерный продукт. Однако вследствие более сложной конструкции и большей стоимости их целесообразно применять для

крупного дробления только при больших производительностях, когда одна конусная дробилка может заменить несколько щековых. Во всех остальных случаях предпочтение отдают щековым дробилкам.

Валковые дробилки значительно уступают по производительности грибовидным, но при небольших производительностях и степенях измельчения целесообразнее применять валковые дробилки, отличающиеся простотой, компактностью и надежностью в работе. Для хрупких материалов предпочтительны высокопроизводительные зубчатые валковые дробилки, простые по конструкции и требующие небольшого расхода энергии.

Молотковые дробилки мало пригодны для измельчения прочных и абразивных материалов (быстрый износ) или влажных материалов с содержанием влаги более 15%. Для влажных материалов небольшой прочности предпочтительно использование дезинтеграторов.

Бегуны применяют для измельчения с одновременным смешением прочных и вязких, в том числе глинистых, материалов. Тонкое измельчение материалов производится преимущественно в *шаровых измельчителях* (до 75 мкм), а также в *струйных и вибрационных* (до 1—3 мкм). *Стержневые измельчители* обладают большей производительностью, чем шаровые, меньше переизмельчают материал, но дают меньшую степень измельчения.

19.3. КЛАССИФИКАЦИЯ ИЗМЕЛЬЧЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ И КЛАССИФИЦИРУЮЩИЕ УСТРОЙСТВА

Путем классификации измельченные материалы разделяют на фракции (классы), ограниченные определенными пределами размеров кусков (частиц).

Классификацию применяют как вспомогательную операцию — при предварительной подготовке материала к измельчению (удалению мелочи) или при возврате крупных частиц материала на повторное измельчение, а также в качестве самостоятельной операции — для выделения готового продукта заданного фракционного состава.

Классификацию широко используют для *ситового анализа* — определения содержания в сыпучем материале частиц различных размеров (*фракционного состава*).

В технике используют три вида классификации:

1) *грохочение*, или *механическая классификация* — рассев сыпучих материалов на ситах, решетках или других устройствах. При грохочении через отверстия рассеивающего устройства проходят куски (частицы) материала, размеры которых меньше размеров отверстий; эта фракция материала собирается в один сборник. Крупные куски материала, не прошедшие через отверстия рассеивающего устройства, собираются в другой сборник;

На рис. 4.29, б показано вскрытие поля шахты «Западная» разрабатывающей это же месторождение. Шахтное поле вскрыто капитальной штольней. Запасы, расположенные ниже уровня штольни, вскрываются и разрабатываются слепыми стволами и этажными квершлагами, проводимыми через 100 м по вертикали, а запасы ниже последнего горизонта из-за выполаживания угольной толщи вскрываются уклонами.

Вскрытие штольнями широко применяется при отработке верхних горизонтов на шахтах Южного Кузбасса, Кавказа, а также для вскрытия отдельных шахтных полей в Средней Азии.

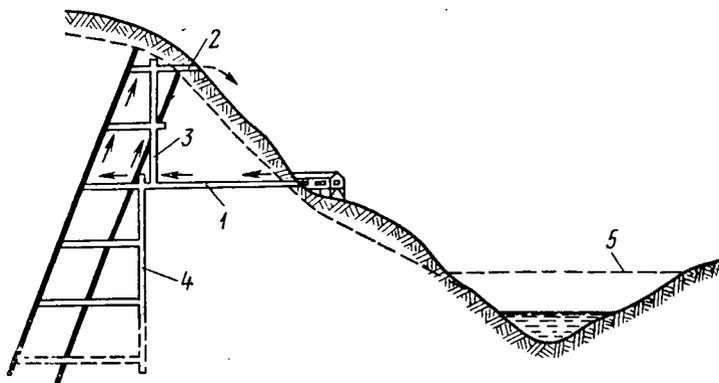


Рис. 4.30. Вскрытие штольней свиты крутых пластов:

1 — откаточная штольня; 2 — вентиляционная штольня; 3 — гезенк; 4 — слепой ствол; 5 — наивысший уровень паводковых вод

За рубежом наибольшее распространение эти системы получили в США.

На крутых пластах верхнюю часть шахтного поля вырабатывают с помощью гезенков или скатов, а для выемки нижней части проходят слепой ствол с этажными квершлагами (рис. 4.30).

Глава V

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ

§ 1. Сущность комбинированных систем вскрытия шахтных полей

Большинство пластовых месторождений имеют сложные условия залегания: пласты собраны в сложные складки с многочисленными геологическими нарушениями, в которых отдельные пласты по простиранию и падению меняют углы падения, мощность и даже физико-механические свойства. В пределах одного шахтного поля меняется число рабочих пластов и их взаимное расположение в свите. С ростом глубины шахт увеличиваются горное давление,

приток воды и вредных газов в выработки, повышается температура. Рельеф местности, опережение или отставание в отработке соседних шахтных полей, тенденция к закладке все более мощных шахт, ведущая часто к пересмотру ранее установленных границ, стремление к объединению некоторых вспомогательных объектов шахтного комплекса в общерайонные (закладочные комплексы, породные отвалы, обогатительные фабрики и т. п.) предъявляют к вскрытию свои, подчас противоречивые требования.

Наконец, немаловажное значение на выбор системы вскрытия оказывают накопленный опыт эксплуатации шахт и развитие горнодобывающей техники.

Наиболее правильно учесть все эти факторы в тесной увязке с требованиями высокой экономической эффективности работы будущего горного предприятия часто оказывается возможным только в сложной комбинации всех элементов ранее рассмотренных систем вскрытия.

Комбинированные системы вскрытия наиболее многочисленны при вскрытии полей с особо сложными условиями залегания пластов (большая геологическая нарушенность, разбросанность пластов в свите и т. п.).

Применение комбинированных систем вскрытия в обычных условиях нередко оказывается весьма эффективным, так как позволяет полнее использовать достоинства отдельных вскрывающих выработок в интересах всей системы.

Комбинации, где в качестве главного используется вертикальный ствол, а вспомогательным является наклонный, имеют весьма ограниченное применение в силу того, что при этом не в полной мере используются главные достоинства этих стволов.

Комбинация вертикальных и наклонных стволов со штольнями тоже мало применяются из-за незначительного числа месторождений, на которых можно выделить достаточное количество штольневых запасов.

§ 2. Комбинированные системы вскрытия с главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами

Системы этого вида наиболее часто применяются при вскрытии свиты пологих (до 18°) пластов (рис. 4.31).

Наклонный ствол проходится по нижнему пласту или по породам в лежачем боку. Пласты вынимаются, начиная с верхнего. По квершлагу до наклонного ствола уголь транспортируется в вагонетках или доставляется конвейерами. В случае полной конвейеризации необходимо проводить параллельно два квершлага — конвейерный и рельсовый, или проводить квершлаг большого сечения для размещения рельсового пути и конвейерной линии. Кроме того, в местах перегрузки угля с бремсберга на квершлаг, а затем на наклонный ствол необходимо устраивать аккумулярующие погрузочные бункера, наличие которых

усредняет нагрузку на конвейерную линию, уменьшает простои очистных забоев в случае временной неисправности одного из конвейеров в забункерной цепи. Емкость бункеров определяется общей средней нагрузкой на конвейерную линию и ее колебаниями (пиками) в течение смены.

Наличие двух квершлагов исключает надобность в поддержании бремсбергов при обработке уклонных полей для направления исходящей воздушной струи на поверхность.

Для вскрытия нижних этажей углубляются или оба, или только наклонный ствол, а вспомогательный вертикальный ствол закладывается на новом месте.

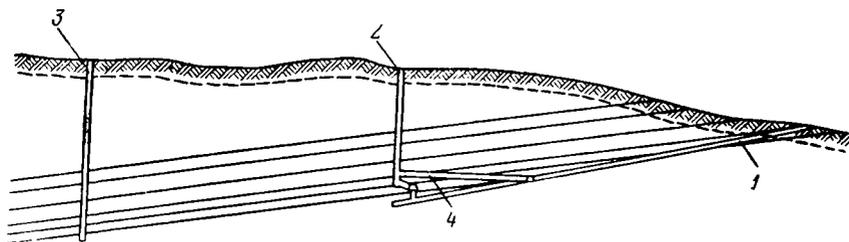


Рис. 4.31. Вскрытие главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами:

1 — главный наклонный ствол; 2 — вспомогательный вертикальный ствол; 3 — вентиляционный ствол; 4 — откаточный квершлаг

Рассматриваемой системой произведено вскрытие самой крупной в СССР и одной из крупнейших шахт в мире — шахты «Распадская» в Южном Кузбассе. Шахтное поле по простиранию разделено на пять блоков. В каждом блоке вертикальный вспомогательный ствол проходится до нижней технической границы поля. Запасы каждого блока вскрываются погоризонтными квершлагами.

Вертикальные стволы оборудуются винтовыми углеспусками, перепускающими уголь со всех пластов свиты на основной горизонт. Два одинаковых по сечению, длине и подъемному оборудованию наклонных ствола заложены в центре шахтного поля. Со вспомогательными стволами они соединены двумя магистральными полевыми штреками.

В одном из штреков проложен рельсовый путь (перевозка людей, доставка материалов, выдача породы и т. п.), по второму конвейерами уголь транспортируется от блоковых до главных наклонных стволов. На шахте, таким образом, осуществляется полная конвейеризация транспортирования угля.

Возле устья вспомогательного вертикального ствола на центральном блоке располагаются основные объекты общешахтного поверхностного комплекса.

Вскрытие с комбинацией из главных наклонных и вспомогательных вертикальных стволов не ограничивается только пологим

залеганием пластов. Оно возможно при любых углах падения вскрываемых пластов. Глубина вскрытия ограничивается только экономичностью проходки и эксплуатации длинных наклонных стволов в конкретных геологических условиях.

Возможность вскрытия больших по простиранию (8—12 км) шахтных полей, вмещающих в себя целую свиту рабочих пластов и позволяющих иметь крупные по мощности шахты с высокими технико-экономическими показателями, — главное преимущество систем этого вида.

§ 3. Комбинированная система вскрытия штольнями, главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами с капитальными квершлагами

Система вскрытия (рис. 4.32) позволяет без больших затруднений отрабатывать сразу два этажа с известным опережением вышележащего. Уголь с верхнего этажа по закрытым винтовым спускам в вертикальном фланговом стволе поступает на горизонт штольни.

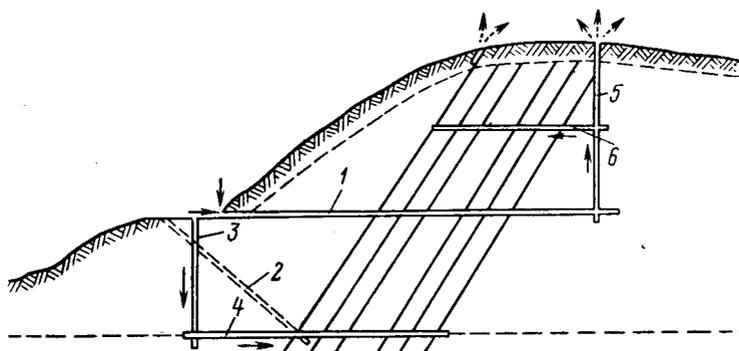


Рис. 4.32. Вскрытие свиты пластов штольней, главным наклонным и вспомогательным вертикальным стволом:

1 — штольня; 2 — наклонный ствол; 3 — вертикальный вспомогательный ствол; 4 — капитальный квершлаг; 5 — вентиляционный шурф; 6 — этажный квершлаг

С отставанием, исключаяющим подработку выработок первого этажа, вступает в работу второй этаж. Для выпуска на поверхность исходящей воздушной струи на верхнем этаже временно оставляются участковые бремсберги (скаты). Оработку этажей, особенно второго и третьего, желательно вести от границ шахтного поля к стволам.

Основная промплощадка шахты располагается у устья штольни. Проходка главного наклонного и центрального вспомогательного стволов осуществляется во вторую очередь строительства шахты (штольня сдается в эксплуатацию раньше) или во время углубки шахты, если нет острой необходимости в быстрой

работке шахтного поля и штольневые запасы достаточны для создания шахты необходимой производственной мощности.

Полное использование почти всех положительных качеств главных вскрывающих выработок в одной системе — главное ее достоинство.

Однако расположение основной промплощадки и двух стволов висячем боку свиты вызывает необходимость оставления под ним больших целиков в случае углубки на следующие нижележащие горизонты (четвертый, пятый и т. д.), что является ее недостатком. Система может применяться при углах залегания пластов свыше 10° . Размеры шахтного поля и производственная мощность шахты могут колебаться в больших пределах.

Глава VI

ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ СТВОЛОВ

§ 1. Определение места заложения главного ствола при вскрытии отдельного пласта

Место заложения главного ствола определяется на основании экономических расчетов и уточняется затем по геологическим и техническим факторам.

Наивыгоднейшее место заложения ствола должно быть выбрано с таким расчетом, чтобы общие и первоначальные капитальные затраты на проведение вскрывающих выработок, эксплуатационные расходы, а также срок строительства шахты были минимальными.

В общей сумме затрат на 1 т добытого угля транспортные расходы являются наибольшими, они резко превышают капитальные затраты, которые отражаются в себестоимости в виде амортизационных отчислений.

При правильной конфигурации шахтного поля в виде прямоугольника и выдержанной мощности пласта наивыгоднейшее место для закладки главного ствола по простиранию будет находиться в середине шахтного поля.

Действительно, работа по транспортированию грузов при положении I ствола (рис. 4.33, а) составит

$$2 \frac{Q}{2} \frac{S_{ш.п}}{4} = \frac{QS_{ш.п}}{4},$$

где Q — запасы шахтного поля, т;

$S_{ш.п}$ — размеры шахтного поля по простиранию, м.

При положении II ствола работа транспорта изменится в большую сторону:

$$Q \frac{S_{ш.п}}{2} = \frac{QS_{ш.п}}{2}.$$

При сравнении двух вариантов видно, что работа по перевозке грузов при положении I ствола в 2 раза меньше, чем при положении II, поэтому ствол следует заложить в середине шахтного поля.

При неправильной форме шахтного поля (рис. 4.33, б) ствол нужно закладывать не в середине шахтного поля (линия АБ), а на линии ВГ, равноделящей запасы шахтного поля.

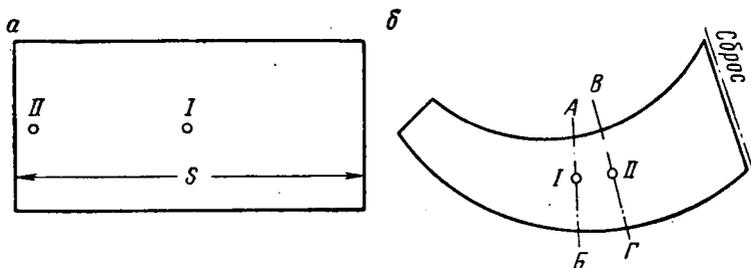


Рис. 4.33. Планы шахтных полей для определения места заложения стволов: а — при правильной форме шахтного поля; б — при неправильной форме шахтного поля

Для доказательства рекомендуется воспользоваться условием, предложенным акад. Л. Д. Шевяковым,

$$\begin{aligned} \sum q_{лев} + q_n &> \sum q_{пр}; \\ \sum q_{пр} + q_n &> \sum q_{лев}, \end{aligned} \quad (4.1)$$

где q_n — перевозимые грузы.

Наивыгоднейшим местом заложения ствола будет точка, через которую проходит груз q_n , удовлетворяющий приведенным неравенствам. Если одно из неравенств обращается в равенство, то наивыгоднейшим местом будет любая точка на линии между равными суммами.

Для определения места заложения главного ствола в шахтном поле неправильной формы необходимо запасы поля Q разбить на бесконечно малые грузы Δq_n , подлежащие транспортированию. В своем пределе груз q_n стремится к нулю, тогда оба неравенства превращаются в равенство:

$$\sum q_{ле.} = \sum q_{пр.}$$

т. е. при непрерывно распределенных запасах в шахтном поле наивыгоднейшее место заложения ствола находится на линии, равноделящей запасы шахтного поля.

Если расстояние между линиями АБ и ВГ небольшое, возможно смещение ствола на середину шахтного поля для обеспечения более удобной разработки равнокрылого шахтного поля.

Местоположение ствола по линии падения при одногоризонтном вскрытии пласта определяется числом этажей или ярусов по

падению и восстанию. При четном числе этажей ствол целесообразно располагать так, чтобы по восстанию и падению было равное число этажей, при нечетном — по восстанию следует иметь на один этаж больше.

§ 2. Определение места заложения главного ствола при вскрытии свиты пластов

При вскрытии свиты пластов положение ствола относительно границ шахтного поля по простиранию определяется плоскостью, равноделяющей запасы всех пластов.

Место заложения ствола относительно границ по падению зависит от системы вскрытия. При вскрытии пластов одним квершлагом местами сосредоточения грузов будут точки пересечения откаточного штрека каждого пласта с квершлагом. Под каждым грузом подразумевается весь промышленный запас угля пласта, который будет проходить через соответствующую точку на квершлагае. При равных размерах по простиранию и падению и одинаковой объемной массе угля всех пластов свиты большие цифры, выражающие запасы угля, можно заменить пропорциональными им мощностями пластов и решать задачу с этими цифрами.

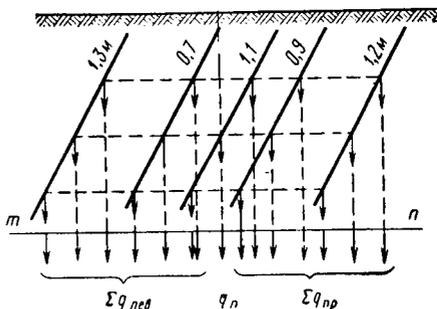


Рис. 4.34. Схема для определения места заложения шахтного ствола при вскрытии свиты пластов этажными квершлагами

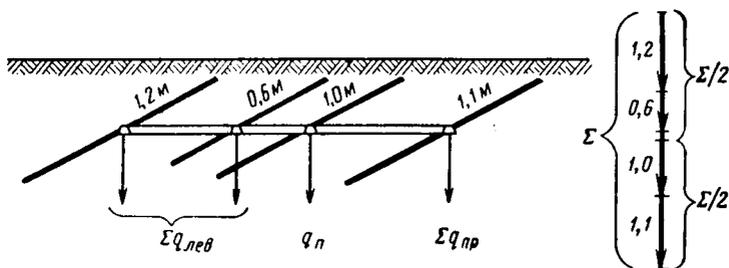


Рис. 4.35. Схема для определения места заложения ствола при вскрытии свиты пластов капитальным квершлагом

Изложенный метод нахождения наиболее выгодного места заложения ствола применим также при многогоризонтном вскрытии (рис. 4.34). Для этого все грузы из точек пересечения откаточных штреков с квершлагом необходимо спроектировать на прямую mn ,

а затем, пользуясь формулами (4.1), найти груз q_n , определяющий наиболее выгодное местоположение ствола шахты.

Нахождение груза q_n может быть определено также графическим методом. Для этого необходимо все грузы выразить соответствующими векторами в масштабе (рис. 4.35), затем просуммировать векторы в последовательности расположения их слева направо или в обратном порядке и разделить сумму пополам. Тот вектор, на который приходится точка деления, является грузом q_n , определяющим наиболее выгодное место заложения ствола.

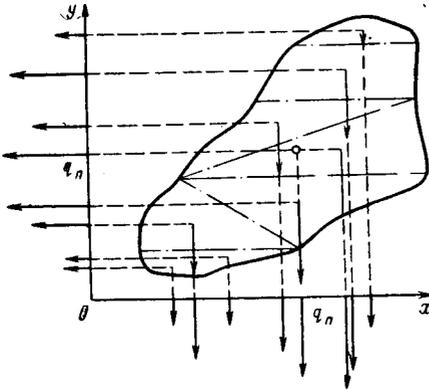


Рис. 4.36. Схема для определения места заложения главного ствола при вскрытии месторождения неправильной формы

Если месторождение имеет неправильную форму, то для нахождения наиболее выгодного места расположения главного ствола шахтное поле делится на участки (рис. 4.36). Центры приложения грузов соответствующих запасов проектируют на оси координат, находят по формулам (4.1) положение груза q_n на каждой оси; координаты точки пересечения определяют наиболее выгодное место заложения ствола.

Если запасы рассредоточены в виде отдельных линз, место заложения ствола определяется аналогичным образом.

Как уже указывалось, основное влияние на место заложения главного ствола оказывают затраты на транспорт. Прочие экономические факторы — капитальные затраты на проведение вскрывающих выработок, затраты на их ремонт, вентиляцию, канализацию энергии имеют меньшее значение. Расчеты по всем этим факторам в большинстве случаев подтверждают место заложения стволов шахты, определенное по фактору транспорта грузов.

При решении задачи совместного влияния нескольких видов транспорта с различной стоимостью перевозки или нескольких видов грузов (угля и закладки) на выбор места заложения главного ствола необходимо прежде всего грузы и средства транспорта привести в сопоставимые условия.

Затраты на перевозку закладки в шахте выше, чем себестоимость угля, затраты на перевозку грузов на поверхности обычно меньше, чем в подземных условиях, поэтому грузы, переводимые в сопоставимые условия, необходимо умножить на коэффициент соответствия

$$K = \frac{q_s}{q_y} \bullet$$

где q_3 — затраты на транспортирование 1 т·км закладки или груза на поверхности, руб.;

q_y — затраты на транспортирование 1 т·км угля в шахте, руб.

§ 3. Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор места заложения главного ствола

Координаты места заложения ствола, определенные на основании экономических расчетов, проверяются затем на соответствие горно-геологическим и горнотехническим условиям.

При наличии в расчетном месте заложения ствола плывуна под наносами или если ствол должен пересечь водоносные породы, то его целесообразно перенести в другое место с более благоприятными условиями. Перенос места заложения ствола на небольшое расстояние существенного влияния на экономику не оказывает.

Необходимо стремиться к тому, чтобы стволы пересекали устойчивые породы. Нельзя проходить стволы через нарушения, в замках мульд и синклиналей.

При разработке свиты мощных крутых пластов ствол **следует** выносить за пределы разрабатываемой свиты в сторону лежащего бока. При расположении ствола в середине свиты, особенно если он будет пересекать мощные пласты, возникнут большие потери угля в целиках, оставляемых для охраны ствола. При разработке мощных пологих пластов во избежание больших потерь угля главные стволы также можно выносить за границы шахтного поля, особенно при неглубоком залегании.

При волнистом залегании горизонтальных пластов стволы следует закладывать над самым низким участком пласта, так как это будет способствовать лучшему стоку воды к стволам шахты. Волнистое залегание характерно для Подмосковского бассейна.

Весьма важным фактором при уточнении места заложения главных стволов является выбор площадки для поверхностных сооружений шахты. Желательно, чтобы площадка была ровной. Это обеспечит минимум земляных работ при прокладке железнодорожных путей и планировке шахтного двора.

При выборе площадки для строительства наземных сооружений шахты в застроенной местности следует предусматривать минимальный снос существующих зданий и сооружений. С другой

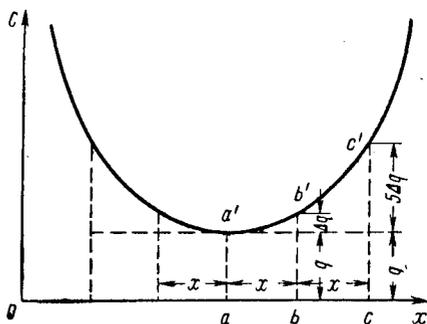


Рис. 4.37. График зависимости затрат C на 1 т добычи от места заложения ствола x

стороны, место заложения стволов желательно удалять от жилых домов.

При закладке шахт в гористой местности площадка для поверхностных сооружений должна выбираться в местах, не затопляемых при разливе рек или ливневыми водами, а также не подверженных оползням и горным обвалам.

Влияние переноса места заложения ствола от наивыгоднейшего положения на экономические показатели иллюстрируется графиком, изображенным на рис. 4.37.

Если минимальные затраты на 1 т добычи в наивыгоднейшем месте заложения ствола (линия aa') равны q (руб.), то при отнесении ствола на расстояние x эти затраты увеличатся на Δq и составят $q + \Delta q$ (на графике линия bb'); при отнесении ствола на $2x$ затраты возрастут уже до $q + 5\Delta q$ (линия cc'), т. е. более чем в 2 раза.

§ 4. Взаимное расположение стволов в шахтном поле

Основные варианты взаимного расположения стволов в шахтном поле показаны на рис. 4.38. На схеме I изображено центрально-отнесенное расположение: главный ствол находится в центре шахтного поля, а вентиляционный — у верхней границы.

Основным достоинством схемы является то, что при наличии на верхней границе поля шурфа можно обойтись одним стволом. В связи с этим уменьшаются капитальные затраты и в течение

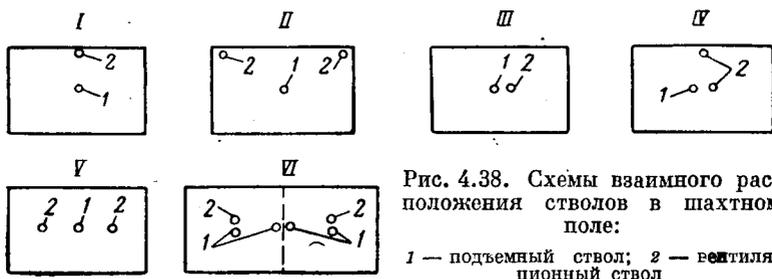


Рис. 4.38. Схемы взаимного расположения стволов в шахтном поле:

1 — подъемный ствол; 2 — вентиляционный ствол

всего срока эксплуатации в шахте будет только восходящее проветривание.

Вместе с тем при наличии одного ствола резко ограничивается производственная мощность шахты, усложняется схема вентиляции, так как длина пути вентиляционной струи в различные периоды разработки бремсберговой и уклонной частей шахтного поля различна.

Расположение стволов по схеме I можно применять на шахтах сравнительно небольшой производственной мощности, ограниченной пропускной способностью одного ствола, через который должны осуществляться подъем угля и породы, спуск людей, транспортирование материалов и оборудования.

В схеме *II* с диагональным расположением вентиляционных стволов проветривание несколько улучшается, так как каждое крыло проветривается с помощью отдельных вентиляторов.

Недостатки, присущие схеме *I*, в основном сохраняются и в этой схеме.

Схема *II* также рассчитана на шахты небольшой мощности, но с большей газообильностью.

Центрально-сдвоенное расположение стволов (схема *III*) имеет существенные преимущества по сравнению с первыми двумя. При наличии двух стволов один из них служит для выдачи угля, а другой — для вспомогательных операций. В результате пропускная способность стволов значительно возрастает. В схеме *III* достигается более равномерное проветривание при разработке бремсбергового и уклонного полей, так как длина пути для воздушных струй в обоих случаях почти одинакова.

Схема *III* имеет весьма широкое распространение при разработке крутых пластов. Хотя эта схема и не запрещается на шахтах с пологими пластами, за исключением пластов, опасных по суфлярным выделениям и внезапным выбросам угля и газа, распространения она не получила, так как нисходящее движение струи отработанного воздуха по ходу не обеспечивает удовлетворительных условий проветривания шахты в целом, особенно на сильногазовых шахтах.

На крупных шахтах с пологими пластами значительно чаще применяется комбинированная схема *IV*, в которой сочетаются достоинства центрально-отнесенного (схема *I*) и центрально-сдвоенного (схема *III*) расположений стволов. Для проветривания бремсберговой части шахтного поля служит вентиляционный ствол, расположенный у верхней границы поля, а уклонная часть поля проветривается через центральные стволы.

Фланговое расположение вспомогательных стволов (схема *V*) может применяться при шахтных полях больших размеров по простиранию и при глубоком залегании пластов. Стволы целесообразно располагать на середине каждого крыла. Это обеспечивает минимальные расходы на проветривание.

При глубоком залегании пластов один ствол в центре шахтного поля (см. схему *V*) не может обеспечить нормальной работы шахты, поэтому рядом необходимо иметь еще один ствол, т. е. необходимо применять комбинацию схем *III* и *V*. Для отвода исходящей струи от верхней границы шахтного поля в вентиляционные стволы служат квершлагги. Необходимо отметить, что в схеме *V* фланговые стволы могут служить также для подачи свежего воздуха в шахту, а центральный — для отвода исходящей струи, особенно если он оборудован скипами.

На схеме *VI* показана блоковая отработка. В шахтном поле два блока. В центре каждого блока два ствола, обеспечивающие независимую вентиляцию в каждом блоке. Два ствола в центре

шахтного поля служат для выдачи всего груза, спуска материалов и людей.

При панельной подготовке проветривание бремсберговой части шахтного поля может осуществляться через вспомогательные стволы, показанные на схемах I, II, IV, но для этого у верхней границы шахтного поля надо иметь общий вентиляционный штрек. Для проветривания уклонных панелей необходимо иметь такой же вентиляционный штрек параллельно главному откаточному штреку, а из него отводить исходящую струю в вентиляционный ствол.

При небольшой глубине залегания у верхней границы шахтного поля целесообразно иметь в каждой бремсберговой панели свой вентиляционный шурф.

Глава VII

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ВСКРЫТИЯ

§ 1. Определение высоты горизонта

При делении шахтного поля на горизонты одним из главных параметров системы вскрытия является высота горизонта.

Оптимальной высотой горизонта, условно выраженной через число ярусов (этажей) в горизонте (в плоскости пласта), является такое расстояние между горизонтами, при котором сумма затрат на проведение (околоствольного двора, квершлагов, основных штреков, камер, бремсбергов и ходков) и поддержание (бремсбергов, ходков и основных штреков), а также на транспортирование угля в пределах горизонта и водоотлив, отнесенные к 1 т запасов, будет минимальной.

Расчетные формулы по определению шага углубки стволов, условно выраженной через число ярусов (этажей) в горизонте (в плоскости пласта), приведены в табл. 4.1.

Полученное значение x_0 следует округлить до ближайшего целого числа, так как x_0 не может быть дробным числом. При этом следует увязать величину x_0 с существующей длиной шахтного поля по падению так, чтобы число горизонтов было целым числом.

Зная число ярусов (этажей), через которые выгодно подготавливать новый горизонт, определяем наклонную высоту горизонта с учетом охранных целиков под основными вентиляционным и откаточным штреками по формуле

$$H_{\text{гор. н}} = H_{\text{яр}} x_0 + \sum h_{\text{ц}}$$

где $\sum h_{\text{ц}}$ — суммарный размер над- и подштрековых целиков, расположенных по линии падения пласта.

Вертикальная высота горизонта (шаг углубки) определяется из выражения

$$H_{\text{гор. в}} = H_{\text{гор. н}} \sin \alpha,$$

где α — угол падения пласта.

Запасы шахтного поля	Подготовка	Расчетные формулы
	Панельная (при работе тормозерговыми полями)	$x_0 = \sqrt{2lv \left[B + D + \frac{I_{\text{прквк}}}{\sin \alpha} + S(m_2 - 1) \sum k_{\text{о. ш}} + m_2 \left(\sum K_{\text{кам}} - \sum k_{\text{бр}} H_{\text{яр}} \right) \right]}$ $H_{\text{яр}} S m_2 \left[\frac{\sum r_{\text{бр}^2}}{2} + \sum r_{\text{ход}n} + \frac{q_{\text{бр}} A_{\Gamma}}{2} + A_{\Gamma} \cos \alpha (N - N_1) q_{\text{кв}} + \leftarrow + A_{\Gamma} \sin \alpha (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^B \omega) \right]$
Неотрапиченные	Этажная (при работе тормозерговыми полями)	$x_0 = \sqrt{2v \left(B + D + \frac{I_{\text{прквк}}}{\sin \alpha} + \sum K_{\text{кам}} - \sum k_{\text{бр}} H_{\text{эт}} \right)}$ $H_{\text{эт}} S_{\text{ш. п}} \left[\frac{\sum r_{\text{бр}}}{2} + \sum r_{\text{ход}} + \frac{q_{\text{бр}} A_{\Gamma}}{2} + A_{\Gamma} \cos \alpha (N - N_1) q_{\text{кв}} + \leftarrow + A_{\Gamma} \sin \alpha (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^B \omega) \right]$

Запасы шахтного поля	Подготовка	Расчетные формулы
	<p>Панельная (при работе бремсберговыми и уклоными полями)</p>	$x_0 = \sqrt{2nv \left[B + D + \frac{I_{\text{пл}} k_{\text{кв}}}{\sin \alpha} - H_{\text{яp}} m_2 \sum k_{\text{бp}} + 2 \sum K_{\text{кам}} m_2 + S (m_2 - 1) \sum k_{\text{о, ш}} \right]}$ $H_{\text{яp}} S m_2 \left[\frac{\sum r_{\text{бp}} \varphi^2 n}{2} + \sum r_{\text{ход}} \varphi^2 n + \frac{(1 - \varphi)^2 (\sum \Gamma_{\text{ук}} + \sum \Gamma_{\text{ход}}) n}{2} \right] + \rightarrow$ $\leftarrow + \frac{A_{\Gamma} \varphi^2 q_{\text{бp}}}{2} + \frac{A_{\Gamma} (1 - \varphi)^2 (q_{\text{ук}} + q_{\text{ук}}^{\text{B}})}{2} + A_{\Gamma} \cos \alpha (N - N_1) q_{\text{кp}} +$ $+ A_{\Gamma} \sin \alpha (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{B}} \omega) \left] \right.$
	<p>Панельная (при вскрытии пластов горизонтными и квершлагами геаскнами)</p>	$x_0 = \sqrt{2nv \left[B + D + \frac{I_{\text{пл}} \sum k_{\text{кв}}}{\sin \alpha} + m_2 \sum K_{\text{кам}} + S (m_2 - 1) \sum k_{\text{о, ш}} \right]}$ $H_{\text{яp}} S m_2 \left[n \sum r_{\text{ход}} + A_{\Gamma} \cos \alpha (N - N_1) q_{\text{кв}} + A_{\Gamma} \sin \alpha (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{B}} \omega) + \frac{\sin \alpha M v n k_{\Gamma}}{S} \right]$

Неопубликованно

Неограниченные	Элажная (при вскрытии пластов погоризонтными кверцлагами и резенками)	$x_0 = \sqrt{2\nu \left(B + D + \frac{l_{\text{пл}}}{\sin \alpha} k_{\text{кв}} + \sum K_{\text{кам}} \right) H_{\text{эт}} S_{\text{ш. п}} \left[\sum r_{\text{ход}} + A_r \cos \alpha (N - N_1) q_{\text{кв}} + A_r \sin \alpha (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{в}} \omega) + \frac{\sin \alpha M v k_r}{S_{\text{ш. п}}} \right]}$
Ограниченные	Панельная (при работе бремсберговыми полями)	$x_0 = \sqrt{2\nu \left[B + D + \frac{H \cos \alpha k_{\text{кв}}}{4} + \frac{l_{\text{пл}} k_{\text{кв}}}{2 \sin \alpha} + \sum k_{\text{о. ш}} S (m_2 - 1) + m_2 \left(\sum K_{\text{кам}} - \sum k_{\text{бр}} H_{\text{бр}} \right) \right] H_{\text{эп}} S m_2 \left[\frac{\sin \alpha \sum r_{\text{ст}}}{2} + \frac{n \sum r_{\text{бр}}}{2} + n \left(\sum r_{\text{ход}} + H_0 \sum r_{\text{шур}} \right) + \frac{H_0 \sin \alpha A_r}{2} (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{в}} \omega) + \frac{q_{\text{бр}}}{2} A_r \right]}$
Ограниченные	Элажная (при работе бремсберговыми полями)	$x_0 = \sqrt{2\nu \left(B + D + \frac{H \cos \alpha k_{\text{кв}}}{4} + \frac{l_{\text{пл}} k_{\text{кв}}}{2 \sin \alpha} + \sum k_{\text{о. ш}} S_{\text{ш. п}} + \sum K_{\text{кам}} - \sum k_{\text{бр}} H_{\text{эп}} \right) H_{\text{эт}} S_{\text{ш. п}} \left[\frac{\sin \alpha \sum r_{\text{ст}}}{2} + \frac{\sum r_{\text{бр}}}{2} + \sum r_{\text{ход}} + H_0 \sum r_{\text{шур}} + \frac{H_0 \sin \alpha A_r}{2} \times (q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{в}} \omega) + \frac{q_{\text{бр}}}{2} A_r \right]}$

Примечание:

- k_0 — число ярусов (этажей), через которое выгодно подготавливать новый горизонт;
 B — затраты на подготовительные работы по углубке стволов, руб.;
 D — затраты на устройство и оборудование оконцовольного двора, руб.;
 $k_{кв}$ — затраты на проведение 1 м квершлага, руб.;
 $\sum k_0, ш, \sum k_{бр}$ — суммарные затраты на проведение 1 м соответственно основных штреков и бремсбергов, руб.;
 $\sum K_{кам}$ — затраты на проведение камер, руб.;
 $N_{яр}, H_{эт}$ — длина яруса (этажа) по падению, м;
 $l_{пл}$ — расстояние между крайними пластинами по нормали, м;
 $S_{ш, п}$ — 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;
 z — головное подвигание очистной линии забоев, м;
 $\sum r_1$ — суммарные расходы по поддержанию 1 м выработки в год соответственно индексу выработки, руб.;
 $q_{бр}, 'ст, q_{кв}, q_0, ш, q_{ук}$ — затраты на транспортирование 1 т. м угля соответственно по бремсбергу, стволу, квершлагу, по основному штреку и уклону руб.;
 A_r — головная добыча шахты, тыс. т;
 N — номер горизонта, для которого определяется шаг углубки;
 M_1 — число горизонтов, при которых квершлаг не выходит за пределы свиты;
 ϕ — коэффициент водообильности, м³/т;
 $q_{ст}^B, q_{ук}^B$ — затраты на водоотлив по стволу и уклону, руб.;
 M — число групп пластов;
 k_r — затраты на проведение 1 м гезенна, руб.;
 H_0 — мощность наносов, м;
 ϕ — отношение числа ярусов в бремсберговом поле к общему числу ярусов в горизонте;
 $\sum r_{ход}$ — суммарные затраты на поддержание 1 м в год ходков в группе одновременно разрабатываемых пластов, руб.;
 H — длина шахтного поля по падению, м;
 $\sum r_{ст}$ — затраты на поддержание 1 м ствола в год, руб.

§ 2. Определение размеров 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 (затраты 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.

Так как размеры шахтного поля определяются двумя параметрами (размерами по простиранию и падению), то необходимо

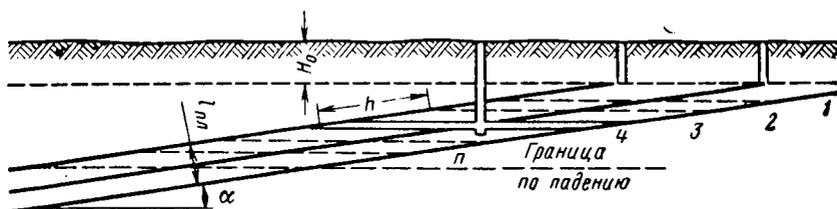


Рис. 4.39. Вскрытие свиты пологих пластов вертикальными стволами и капитальным квершлагом при панельной подготовке

все затраты выразить как функцию двух переменных: длины шахтного поля по простиранию и падению. При этажной подготовке шахтного поля размеры по простиранию можно изменять непрерывно, размеры же по падению — на длину этажа. Поэтому размеры по падению будем выражать числом этажей.

Для каждого варианта систем вскрытия сумма затрат будет выражаться в зависимости от расположения и условий поддержания выработок, их числа и т. д. Ниже рассмотрена задача определения размеров шахтного поля для нескольких типичных вариантов вскрытия. Эта задача может быть решена, когда размеры панели по простиранию известны и когда они неизвестны.

Определение размеров шахтного поля при вскрытии свиты пологих пластов вертикальным стволом и капитальным квершлагом при панельной подготовке (рис. 4.39). При определении размеров шахтного поля в этом случае предполагается, что размер панели по простиранию известен.

Обозначим:

$\Sigma k_{\text{ств}}$, $\Sigma k_{\text{шур}}$ — суммарные затраты на углубку 1 м соответственно вертикальных стволов и шурфов, руб.;

$\Sigma k_{\text{ход}}$ — суммарные затраты на проведение 1 м ходка, руб.;

* См. подробнее С. М. Липкович «Основы проектирования угольных шахт». М., «Недра», 1967.

$K_{\text{пр. пл}}$, $K_{\text{мон}}$ — соответственно затраты на проведение приемной площадки и монтажа оборудования лавы, руб.;

B' — затраты на строительство всех наземных сооружений шахты (зданий, механизмов и оборудования), руб.;

$t_{\text{яр}}$ — срок службы яруса, лет;

$n_{\text{яр}}$ — число ярусов в шахтном поле;

n_1 — число лав в ярусе;

$z_{\text{яр}}$ — запасы одного яруса, т;

$n_{\text{бр}}$, $n_{\text{ук}}$ — число ярусов соответственно в бремсберговом и уклонном поле;

m_1 — число одновременно разрабатываемых панелей;

$\Sigma k_{\text{я. ш}}$, $\Sigma k_{\text{п. я. ш}}$, $\Sigma k_{\text{эт. ш}}$ — суммарные затраты на проведение 1 м соответственно ярусных, подъярусных и этажных штреков, руб.;

$q_{\text{п. к. ш}}$, $q_{\text{эт. ш}}$, $q_{\text{я. ш}}$ — стоимость транспортирования 1 т м угля соответственно по подъярусным, этажным, ярусным штрекам, руб.;

Остальные обозначения те же, что и ранее.

При расчете принимаем, что $n_{\text{бр}} = n_{\text{ук}} = \frac{n_{\text{яр}}}{2}$. Это допущение значительно упрощает формулы, не внося значительной ошибки в результаты расчетов.

Затраты на проведение выработок

$$\begin{aligned} \Sigma K = & \left(H_0 + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \sin \alpha \right) \Sigma k_{\text{ст}} + H_0 \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} \Sigma k_{\text{шур}} + \\ & + \frac{l_{\text{пл}}}{\sin \alpha} \Sigma k_{\text{кв}} + B' + D + \Sigma k_{\text{о. ш}} (S_{\text{ш. п}} - S) + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} \times \\ & \times \Sigma k_{\text{у. х}} + \left(\frac{n_{\text{яр}}}{2} - 1 \right) H_{\text{яр}} \Sigma k_{\text{бр}} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} + \frac{n_{\text{яр}}}{2} H_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} \times \\ & \times \Sigma k_{\text{ход}} + 2 \Sigma K_{\text{кам}} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} + \Sigma k_{\text{я. ш}} (n_{\text{яр}} + 1) S_{\text{ш. п}} + \\ & + \Sigma k_{\text{п. я. ш}} n_{\text{яр}} (n_1 - 1) S_{\text{ш. п}} + \Sigma K_{\text{пр. пл}} (n_{\text{яр}} n_1 - 1) \frac{S_{\text{ш. п}}}{S} + \\ & + 2 \Sigma K_{\text{мон}} n_{\text{яр}} n_1 \frac{S_{\text{ш. п}}}{S}. \end{aligned}$$

Затраты на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \Sigma R = & \left(H_0 + H_{\text{яр}} \sin \alpha \frac{n_{\text{яр}}}{2} \right) \Sigma r_{\text{ст}} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S m_1} + H_0 \Sigma r_{\text{шур}} \times \\ & \times t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} \frac{S_{\text{ш. п}}}{S m_1} + \frac{S_{\text{ш. п}}^2}{l S} \frac{t_{\text{яр}} n_{\text{яр}}}{4} \Sigma r_{\text{о. ш}} + \frac{t_{\text{яр}} H_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}}{2} \left(\frac{n_{\text{яр}}}{2} + 1 \right)}{2} \times \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} & \times \sum r_{y. x} \cdot \frac{S_{ш. п}}{S} + \frac{t_{яp} H_{яp} \frac{n_{яp}}{2} \left(\frac{n_{яp}}{2} - 1 \right)}{2} \sum r_{6p} \frac{S_{ш. п}}{S} + \\ & + \frac{H_{яp} t_{яp} n_{яp}^2 \sum r_{ход} \frac{S_{ш. п}}{S} + \sum r_{я. ш} S t_{яp} n_{яp} \frac{S_{ш. п}}{S} +}{4} \\ & + \frac{\sum r_{п. я. ш} S t_{яp} n_{яp} (n_1 - 1) \frac{S_{ш. п}}{S}}{2}. \end{aligned}$$

Затраты на транспортирование и водоотлив

$$\begin{aligned} \sum G &= \sum z_{яp} n_{яp} \frac{S_{ш. п}}{S} \left(H_0 + H_{яp} \sin \alpha \frac{n_{яp}}{2} \right) (q_{ст} + q_{ст}^B \omega) + \\ & + \frac{\sum z_{яp} n_{яp} q_{о. ш} S_{ш. п}^2}{4S} + \frac{\sum z_{яp} H_{яp} \frac{n_{яp}}{2} \left(\frac{n_{яp}}{2} - 1 \right) q_{6p} \frac{S_{ш. п}}{S}}{2} + \\ & + \frac{\sum z_{яp} H_{яp} \frac{n_{яp}}{2} \left(\frac{n_{яp}}{2} - 1 \right) \frac{S_{ш. п}}{S} (q_{ук} + q_{ук}^B \omega) + \sum z_{яp} n_{яp} \frac{S_{ш. п}}{4} q_{п. я. ш}}{2}. \end{aligned}$$

Для нахождения оптимума необходимо сумму затрат разделить на запасы шахтного поля и взять частные производные по $S_{ш. п}$ и $n_{яp}$.
Запасы шахтного поля

$$\sum z_{ш} = \frac{\sum z_{яp} n_{яp} S_{ш. п}}{S} = \frac{A_{г} t_{яp} n_{яp} S_{ш. п}}{S m_1} = \frac{A_{г} n_{яp} S_{ш. п}}{2 \nu m_1}.$$

Разделив сумму затрат на запасы, произведя сокращения и вынося за скобки $S_{ш. п}$, $\frac{1}{S_{ш. п}}$, $n_{яp}$, $\frac{1}{S_{ш. п} n_{яp}}$, $\frac{1}{n_{яp}}$, получим

$$\begin{aligned} & \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{\sum z_{ш}} = f(S_{ш. п}, n_{яp}) = S_{ш. п} \frac{1}{4 A_{г}} \times \\ & \times \left(\sum r_{о. ш} m_1 + q_{о. ш} A_{г} \right) + \frac{1}{S_{ш. п}} \frac{H_{яp} \sin \alpha \sum k_{ст} m_1 \nu}{A_{г}} + n_{яp} \frac{H_{яp}}{2 A_{г}} \times \\ & \times \left[\sin \alpha \sum r_{ст} + \frac{\sum r_{y. x} m_1}{4} + \frac{\sum r_{6p} m_1}{4} + \frac{\sum r_{ход} m_1}{4} + \right. \\ & \left. + \sin \alpha A_{г} (q_{ст} + q_{ст}^B \omega) + \frac{q_{6p}}{4} A_{г} + \frac{A_{г}}{4} (q_{ук} + q_{ук}^B \omega) \right] + \frac{1}{n_{яp}} \frac{2 \nu m_1}{A_{г}} \times \\ & \times \left[\sum k_{о. ш} - \frac{\sum k_{6p} H_{яp}}{S} + \frac{2 \sum K_{кам} m_1}{S} + \frac{H_0 \sum k_{шур}}{S} + \sum k_{я. ш} - \right. \\ & \left. - \frac{K_{пp. пл}}{S} \right] + \frac{1}{S_{ш. п} n_{яp}} \frac{2 \nu m_1}{A_{г}} \left(H_0 \sum k_{ст} + \right. \\ & \left. + \frac{l_{пл} \sum k_{кв}}{\sin \alpha} + B' + D - \sum k_{о. ш} S \right) + C_6, \end{aligned}$$

где C_6 — постоянные члены, не содержащие $S_{ш. п}$ и $n_{яp}$.

Обозначим постоянные при $S_{ш. п}$ через C_1 , при $\frac{1}{S_{ш. п}}$ через C_2 , при $n_{яр}$ через C_3 , при $\frac{1}{n_{яр}}$ через C_4 и при $\frac{1}{S_{ш. п}n_{яр}}$ через C_5 , тогда уравнение (4.1) примет вид

$$f(S_{ш. п}, n_{яр}) = C_1 S_{ш. п} + \frac{C_2}{S_{ш. п}} + C_3 n_{яр} + \frac{C_4}{n_{яр}} + \frac{C_5}{S_{ш. п} n_{яр}} + C_6.$$

Для нахождения минимума нужно взять частные производные по $S_{ш. п}$ и $n_{яр}$ и приравнять их нулю:

$$\begin{aligned} \frac{\partial f}{\partial S_{ш. п}} &= C_1 - \frac{C_2}{S_{ш. п}^2} - \frac{C_5}{n_{яр} S_{ш. п}^2} = 0; \quad \frac{\partial f}{\partial n_{яр}} = \\ &= C_3 - \frac{C_4}{n_{яр}^2} - \frac{C_5}{n_{яр}^2 S_{ш. п}} = 0. \end{aligned}$$

Алгебраическое решение этих уравнений приводит к уравнению пятой степени. Поэтому проще решать их графически. Для

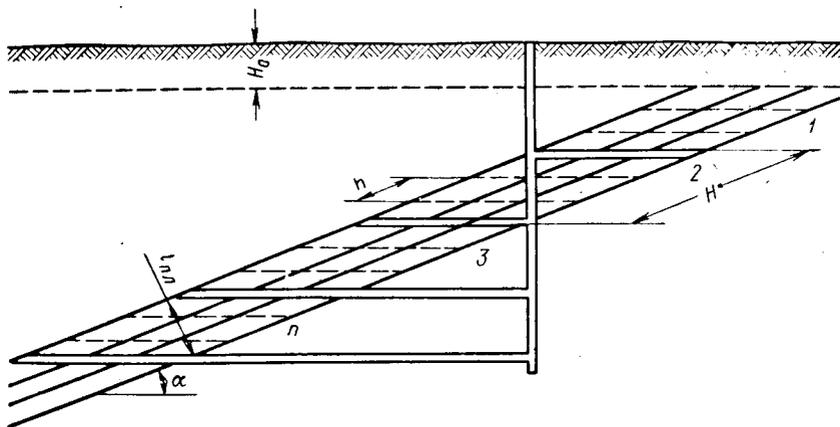


Рис. 4.40. Вскрытие вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке

этого предварительно решают каждое уравнение относительно $S_{ш. п}$:

$$S_{I} = \sqrt{\frac{C_5}{n_{яр} C_1} + \frac{C_2}{C_1}}; \quad (4.2)$$

$$S_{II} = \frac{C_5}{C_3 n_{яр}^2 - C_4}. \quad (4.3)$$

Придавая различные значения $n_{яр}$ и вычисляя значения $S_{ш. п}$, находим координаты точек, по которым можно построить две кривые. Координаты точки пересечения этих кривых дадут искомые размеры шахтного поля.

Если одно из значений $S_{ш.п}$ и $n_{яp}$ известно, тогда второе неизвестное легко определяется из соответствующего уравнения. Например, если известно $S_{ш.п}$, то $n_{яp}$ находим из уравнения (4.3), если же известно значение $n_{яp}$, то $S_{ш.п}$ определяем из уравнения (4.2).

Определение размеров шахтного поля при вскрытии свиты пологих пластов вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами при панельной подготовке. Для решения поставленной задачи необходимо предварительно определить расстояние между горизонтами и рациональный размер панели (блока) по простиранию. Задача может быть решена путем нахождения минимума затрат на 1 т добычи при оптимальных значениях числа горизонтов $n_{яp}$ и числа панелей m_2 (рис. 4.40).

Затраты на проведение выработок

$$\begin{aligned} \sum K = & B' + Dn_{яp} + (H_0 + H_r \sin \alpha n_{яp}) \sum k_{ст} + \\ & + \left(H_r \cos \alpha \frac{n_{яp}^2}{4} + \frac{l_{пл} n_{яp}}{2 \sin \alpha} \right) k_{кв} + S(m_2 - 1) n_{яp} \sum k_{о.ш} + \\ & + H_0 m_2 \sum k_{шур} + K_{кам} m_2 n_{яp}, \end{aligned}$$

где H_r — расстояние между горизонтами по падению, м.

Затраты на поддержание выработок

$$\begin{aligned} \sum R = & H_0 t_{п} \frac{m_2}{m_1} n_{яp} \sum r_{ст} + H_r \sin \alpha t_{п} \frac{m_2}{m_1} \frac{n_{яp} (n_{яp} + 1)}{2} \sum r_{ст} + \\ & + \left(H_r \cos \alpha \frac{n_{яp}^2}{4} + \frac{l_{пл} n_{яp}}{2 \sin \alpha} \right) t_{п} \frac{m_2}{m_1} r_{кв} + H_0 m_2 t_{п} \sum r_{шур} + \\ & + S \frac{m_2^2}{2} t_{п} \sum r_{о.ш} n_{яp} - S \frac{m_2^2}{4} t_{п} \sum r_{о.ш}, \end{aligned}$$

где $t_{п}$ — срок существования панели, м.

Затраты на транспортирование и водоотлив

$$\begin{aligned} \sum G = & \sum z_{п} H_0 m_2 n_{яp} (q_{ст} + q_{ст}^в \omega) + H_r \sin \alpha \sum z_{п} m_2 \frac{n_{яp} (n_{яp} + 1)}{2} \times \\ & \times (q_{ст} + q_{ст}^в \omega) + \sum z_{п} m_2 \frac{H_r \cos \alpha n_{яp}^2}{8} q_{кв} + \sum z_{п} S \frac{m_2^2}{4} q_{о.ш} n_{яp}, \end{aligned}$$

где $\sum z_{п}$ — суммарные запасы панели, т.

Для нахождения оптимальных значений m_2 и $n_{яp}$ необходимо отнести сумму затрат к 1 т запасов шахтного поля.

Запасы шахтного поля

$$\sum z_{ш} = \sum z_{п} m_2 n_{яp} = \frac{A_r}{m_1} t_{п} m_2 n_{яp} = \frac{A_r S H_r m_2 n_{яp}}{2 H_{яp} \nu m_1}.$$

Разделив сумму затрат на запасы и произведя некоторые преобразования, получим

$$\begin{aligned} & \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{\sum z_{\text{ш}}} = f(m_2, n_{\text{яп}}) = \frac{1}{m_2} \frac{2vH_{\text{яп}}m_1}{A_{\text{г}}SH_{\text{г}}} \times \\ & \times \left(D + \sum k_{\text{сг}}H_{\text{г}}m_1 + \frac{l_{\text{пл}}k_{\text{кв}}}{2\sin\alpha} + \sum k_{\text{о. ш}}H_{\text{г}} \right) + m_2 \frac{S}{2A_{\text{г}}} \times \\ & \times \left(\sum r_{\text{о. ш}}m_1 + \frac{q_{\text{о. ш}}A_{\text{г}}}{2} \right) + \frac{1}{n_{\text{яп}}} \frac{m_1H_0}{A_{\text{г}}} \left(\frac{2v\sum k_{\text{шур}}}{SH_{\text{г}}} + \sum r_{\text{шур}} \right) + \\ & + n_{\text{яп}} \frac{H_{\text{г}}}{2A_{\text{г}}} \left[\sin\alpha \sum r_{\text{сг}} + \frac{\cos\alpha r_{\text{кв}}}{2} + \sin\alpha (q_{\text{сг}} + q_{\text{сг}}^{\text{в}}\omega) A_{\text{г}} + \right. \\ & \left. + \frac{\cos\alpha q_{\text{кв}}}{4} A_{\text{г}} \right] + \frac{1}{m_2 n_{\text{яп}}} \frac{2vH_{\text{яп}}m_1}{A_{\text{г}}SH_{\text{г}}} (B' + H_0 \sum k_{\text{сг}}) + \frac{n_{\text{яп}}}{m_2} \times \\ & \times \frac{vH_{\text{яп}}m_1 \cos\alpha}{2A_{\text{г}}S} k_{\text{кв}} - \frac{m_2}{n_{\text{яп}}} \frac{Sm_1}{4A_{\text{г}}} \sum r_{\text{о. ш}} + C_8. \end{aligned}$$

Примем, что $C_1 = \frac{S}{2A_{\text{г}}} \left(\sum r_{\text{о. ш}}m_1 + \frac{q_{\text{о. ш}}A_{\text{г}}}{2} \right)$;

$$C_2 = \frac{2vH_{\text{яп}}m_1}{A_{\text{г}}SH_{\text{г}}} \left(D + \sum k_{\text{сг}}H_{\text{г}}m_1 + \frac{l_{\text{пл}}k_{\text{кв}}}{2\sin\alpha} + \sum k_{\text{о. ш}}H_{\text{г}} \right);$$

$$C_3 = \frac{H_{\text{г}}}{2A_{\text{г}}} \left[\sin\alpha \sum r_{\text{сг}} + \frac{\cos\alpha r_{\text{кв}}}{2} + \sin\alpha (q_{\text{сг}} + q_{\text{сг}}^{\text{в}}\omega) A_{\text{г}} + \right. \\ \left. + \frac{\cos\alpha q_{\text{кв}}}{4} A_{\text{г}} \right];$$

$$C_4 = \frac{m_1H_0}{A_{\text{г}}} \left(\frac{2v\sum k_{\text{шур}}}{SH_{\text{г}}} + \sum r_{\text{шур}} \right);$$

$$C_5 = \frac{2vH_{\text{яп}}m_1}{A_{\text{г}}SH_{\text{г}}} (B' + H_0 \sum k_{\text{сг}});$$

$$C_6 = \frac{vH_{\text{яп}}m_1 \cos\alpha}{2A_{\text{г}}S} k_{\text{кв}};$$

$$C_7 = \frac{Sm_1}{4A_{\text{г}}} \sum r_{\text{о. ш}};$$

где C_8 — члены, не содержащие m_2 и $n_{\text{яп}}$. Тогда

$$\begin{aligned} f(m_2, n_{\text{яп}}) &= C_1 m_2 + \frac{C_2}{m_2} + C_3 n_{\text{яп}} + \frac{C_4}{n_{\text{яп}}} + \frac{C_5}{m_2 n_{\text{яп}}} + \\ &+ \frac{C_6 n_{\text{яп}}}{m_2} - \frac{C_7 m_2}{n_{\text{яп}}} + C_8. \end{aligned}$$

Для определения оптимума m_2 и $n_{\text{яp}}$ возьмем частные производные по m_2 и $n_{\text{яp}}$ и приравняем их 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 предыдущих случаях, решаем эти два уравнения графически. Для этого из обоих уравнений определяем m_2 и $n_{\text{яp}}$:

$$m_2 = \sqrt{\frac{C_2 + \frac{C_5}{n_{\text{яp}}} + C_6 n_{\text{яp}}}{C_1 - \frac{C_7}{n_{\text{яp}}}}}; \quad n_{\text{яp}} = \sqrt{\frac{C_4 - C_7 m_2 + \frac{C_5}{m_2}}{C_3 + \frac{C_6}{m_2}}}.$$

Определение размеров шахтного поля при вскрытии свиты рудных пластов вертикальным стволом и этажными квершлагами. При вскрытии свиты крутых пластов вертикальным стволом этажными квершлагами сумма затрат, отнесенных к 1 т запасов, оставляет:

$$f(S_{\text{ш. п}}, n_{\text{яp}}) = C_1 S_{\text{ш. п}} + \frac{C_2}{S_{\text{ш. п}}} + C_3 n_{\text{яp}} + \frac{C_4}{n_{\text{яp}}} + \frac{C_5}{S_{\text{ш. п}} n_{\text{яp}}} + C_6.$$

Взяв частные производные по $S_{\text{ш. п}}$ и $n_{\text{яp}}$ и приравняв их нулю, получим два уравнения, из которых определим два значения $S_{\text{ш. п}}$

$$S_{\text{I}} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5}{C_1 n_{\text{яp}}}}; \quad S_{\text{II}} = \frac{C_5}{C_3 n_{\text{яp}}^2 - C_4}$$

Изменяя значения $n_{\text{яp}}$, строим две кривые, проекции точки их пересечения на $S_{\text{ш. п}}$ и $n_{\text{яp}}$ дают решение задачи. Значения погонных следующие:

$$C_1 = \frac{\sum r_{\text{эт. ш}}}{A_{\Gamma}} + \frac{q_{\text{эт. ш}}}{4};$$

$$C_2 = \frac{2v}{A_{\Gamma}} \left(\sum k_{\text{ст}} H_{\text{эт}} \sin \alpha + D + \frac{l_{\text{пл}} k_{\text{кв}}}{\sin \alpha} \right);$$

$$C_3 = \frac{H_{\text{эт}} \sin \alpha}{2} \left(\frac{\sum r_{\text{ст}}}{A_{\Gamma}} + q_{\text{ст}} + q_{\text{ст}}^{\text{в}} \omega \right);$$

$$C_4 = \frac{2v}{A_{\Gamma}} \sum k_{\text{эт. ш}};$$

$$C_5 = \frac{2v}{A_{\Gamma}} \left(H_0 \sum k_{\text{ст}} + B' + \frac{l_{\text{пл}} k_{\text{кв}}}{\sin \alpha} \right)$$

§ 3. Выбор системы вскрытия шахтного поля методом вариантов

Рациональный вариант вскрытия шахтного поля выбирается с учетом большого количества факторов, главными из которых являются: геологические, гидрогеологические, топографические, горнотехнические и экономические.

Выбранный вариант вскрытия должен удовлетворять требованиям безопасности и удобства ведения работ, быстрого введения шахты в эксплуатацию, обеспечения заданной производственной мощности и соответствовать принятой системе подготовки и разработки угольных пластов.

Правильный выбор системы вскрытия, рациональное расположение поверхностных сооружений и подъездных путей представляют серьезную инженерную задачу, от решения которой зависит нормальная деятельность и экономика угольного предприятия. Выбор рациональной системы вскрытия шахтного поля осуществляется методом сравнения вариантов. Выбор системы вскрытия ведется двумя последовательно выполняемыми этапами.

Первый этап. Намечаются возможные варианты системы вскрытия, которые в данных горно-геологических условиях могут рассматриваться как конкурирующие.

Второй этап. Производится выбор одного варианта системы вскрытия путем сравнительной технико-экономической оценки конкурирующих вариантов.

Экономическое сравнение осуществляется по сумме произведенных затрат (капитальных и эксплуатационных). При этом учитываются только основные затраты, а затраты, имеющие незначительное удельное экономическое значение, из сравнения исключаются.

Наиболее экономичным вариантом вскрытия считается тот, при котором общая сумма затрат, отнесенная на 1 т промышленных запасов, будет наименьшей.

В капитальные затраты входят:

затраты по подготовке промплощадки, включая затраты на сооружение железных и шоссейных дорог;

затраты на строительство временных сооружений и стоимость оборудования, необходимого при строительстве предприятий;

затраты на строительство сооружений на поверхности и постоянных железнодорожных путей;

стоимость оборудования для эксплуатационной деятельности предприятия.

Капитальные затраты делят на первоначальные и затраты будущих лет. К первоначальным относят затраты, которые вкладываются до сдачи шахты в эксплуатацию, а к затратам будущих лет относят капитальные затраты, которые производятся в период эксплуатации шахты, например на углубку стволов с подготовкой новых горизонтов, на проходку новых вентиляционных стволов

и другие. Для правильной оценки капитальных затрат будущих лет их необходимо привести к затратам настоящего времени, т. е. учесть доход, который принесут вложения этих средств в другие объекты. Таким образом, при более позднем расходовании средств принесенный за эти годы доход будет фактически уменьшать затраты будущих лет, частично покрывая их.

Приведение капитальных затрат будущих лет осуществляется по формуле

$$K_{\text{пр}} = \frac{k_{\text{б.л}}}{(1+E)^t}, \text{ руб.},$$

где $k_{\text{б.л}}$ — капитальные затраты будущих лет, руб.;

E — коэффициент экономической эффективности;

t — период времени, через который будут произведены капитальные вложения будущих лет.

Если капиталовложения в строительстве вносятся поочередно через t_1, t_2, \dots, t_n лет, то приведенные затраты следует определять по формуле

$$\sum K_{\text{пр}} = K_{\text{перв}} + \frac{k'_{\text{б.л}}}{(1+E)^{t_1}} + \frac{k''_{\text{б.л}}}{(1+E)^{t_2}} + \dots + \frac{k^n_{\text{б.л}}}{(1+E)^{t_n}}, \text{ руб.},$$

где $K_{\text{перв}}$ — первоначальные капитальные затраты, руб.

К эксплуатационным затратам, которые учитываются при сравнении вариантов, относятся затраты на поддержание горных выработок, подземный транспорт и подъем по стволам, водоотлив главный и вспомогательный (по уклонам) и вентиляцию.

Большое значение при выборе варианта имеет срок окупаемости $T_{\text{ок}}$ дополнительных капитальных затрат

$$T_{\text{ок}} = \frac{K_1 - K_2}{C_2 - C_1}, \text{ лет},$$

где K_1 и K_2 — капитальные затраты по сравниваемым вариантам вскрытия;

C_1 и C_2 — себестоимость готовой продукции по учтенным затратам по этим же вариантам,

$$C_i = \frac{\sum C_s + \sum K_{\text{пр}}}{T}$$

где $\sum C_s$ — сумма эксплуатационных затрат по варианту, руб.;

$\sum K_{\text{пр}}$ — сумма приведенных капитальных затрат по варианту, руб.;

T — срок существования шахты, лет.

Срок окупаемости капитальных затрат в угольной промышленности рекомендуется принимать равным 7 годам. Более выгодным следует считать тот вариант, который имеет меньший срок окупаемости. Наконец, имеет значение срок строительства до того мо-

мента, когда предприятие начнет окупать вложенные средства. Вариант, по которому предприятие сдастся в эксплуатацию раньше, является лучшим.

При сравнении вариантов вскрытия необходимо руководствоваться следующими положениями:

учитываются только отличающиеся затраты, а одинаковые затраты учету не подлежат;

учитываются только существенные затраты, причем мерой существенности является их относительная, а не абсолютная величина;

учитывается срок и строительство шахты и технические преимущества того или иного варианта.

Исходя из точности исходных данных, принято считать, что точность подсчетов по методу вариантов не превышает 10%. Поэтому, если разница в затратах по варианту меньше 10%, то варианты считаются равноценными.

При сравнении вариантов может оказаться, что одни показатели лучше у одного варианта, другие — у другого. В этом случае необходим глубокий технический анализ с учетом общей перспективы развития народного хозяйства.

На основании экономического сравнения принимается наиболее выгодный вариант вскрытия.

Глава VIII

ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

§ 1. Типы околоствольных дворов

Околоствольным двором называется 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.

В околоствольном дворе производятся работы по приему и выдаче полезного ископаемого и породы на поверхность, приему материалов и оборудования, доставляемых в шахту с поверхности, и размещаются камеры различного технологического назначения.

Конфигурация выработок и тип околоствольного двора зависят от многих факторов, основными из которых являются: система вскрытия, расположение подъездных путей на поверхности, число и угол падения рабочих пластов, расстояние между пластами, производственная мощность шахты и др.

Схема откаточных путей околоствольного двора состоит из скиповых, клетевых и соединительных (обгонных) путей в увязке с путями главной откаточной выработки, к которой примыкает двор. Выработки, в которых расположены скиповые, клетевые

и соединительные пути, называются соответственно скиповыми, клетевыми и соединительными (обгонными) ветвями околоствольного двора.

По типу подъема в стволах околоствольные дворы бывают клетевые и скипо-клетевые; по числу стволов — с одним, двумя и тремя вертикальными стволами.

Околоствольные дворы с тремя стволами применяются на шахтах большой производственной мощности, имеющими большую угленасыщенность шахтного поля, сложные системы вскрытия, подготовки и вентиляции.

Основными типами околоствольных дворов являются скипо-клетевые с двумя стволами. В этих околоствольных дворах один из стволов является скиповым, другой — клетевым. Скиповой ствол служит для выдачи угля, клетевой — для вспомогательных операций по спуску-подъему людей, материалов и оборудования.

Рациональное использование принятого на шахте вида транспорта для доставки полезного ископаемого к стволам в значительной степени зависит от технологической схемы околоствольного двора.

Характерные технологические схемы типовых околоствольных дворов действующих шахт при скиповой выдаче угля и породы показаны на рис. 4.41, 4.42 и 4.43.

Достоинством круговых и петлевых околоствольных дворов является: компактное расположение выработок; простые маневры с составами; простая привязка к конкретным горно-геологическим условиям.

Недостатки состоят в большом количестве закруглений пути и криволинейных выработок, сложностях проведения и эксплуатации криволинейных выработок, недостаточном использовании главной откаточной выработки.

Достоинствами челноковых околоствольных дворов являются: прямолинейность выработок; удобство расположения оборудования; максимальное использование главной откаточной выработки.

Недостатки околоствольных дворов этого типа состоят в сложных маневрах с составами, невысокой пропускной способности, сложной привязке к конкретным горно-геологическим условиям из-за большой длины выработок.

Достоинствами тупиковых околоствольных дворов является: прямолинейность выработок; удобство расположения оборудования; менее сложные маневры с составами по сравнению с челноковыми околоствольными дворами.

К недостаткам следует отнести: ограниченность области применения, необходимость обязательного проведения вентиляционной сбойки для проветривания тупиковой выработки; недостаточное использование главной откаточной выработки по сравнению с челноковыми околоствольными дворами; невысокая пропускная способность.

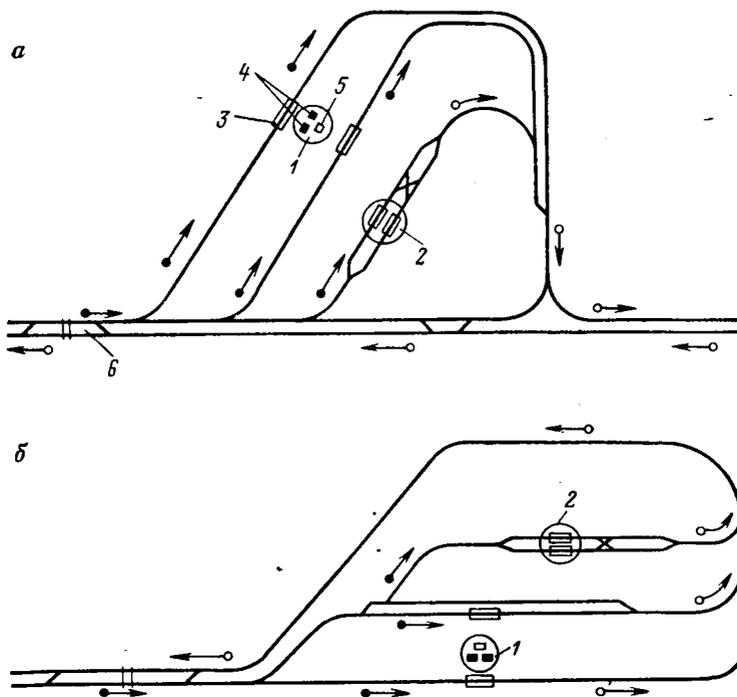


Рис. 4.41. Схемы околоствольных дворов:

a — кругового; *б* — петлевого; 1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — опрокидыватель; 4 — угольные скипы; 5 — породный скип; 6 — разминковка

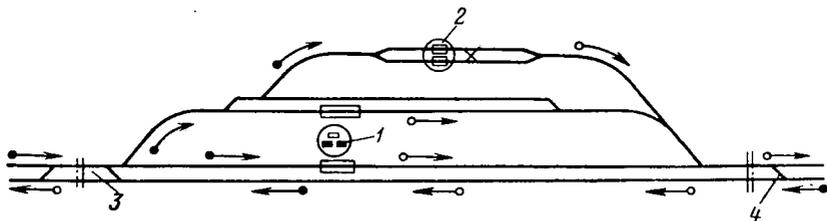


Рис. 4.42. Схема челнокового околоствольного двора:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — разминковка на грузовой стороне; 4 — разминковка на порожняковой стороне

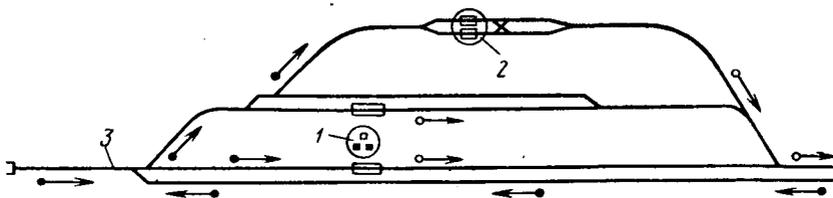


Рис. 4.43. Схема тупикового околоствольного двора:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — тупик

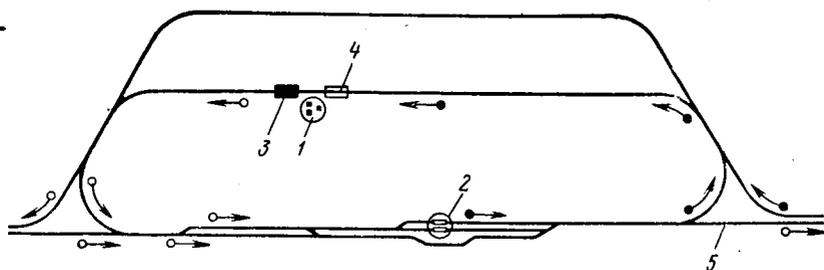


Рис. 4.44. Схема кругового околовольного двора с ветвями, параллельными главной откаточной выработке:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — угольная разгрузочная яма; 4 — породная разгрузочная яма; 5 — главная откаточная выработка

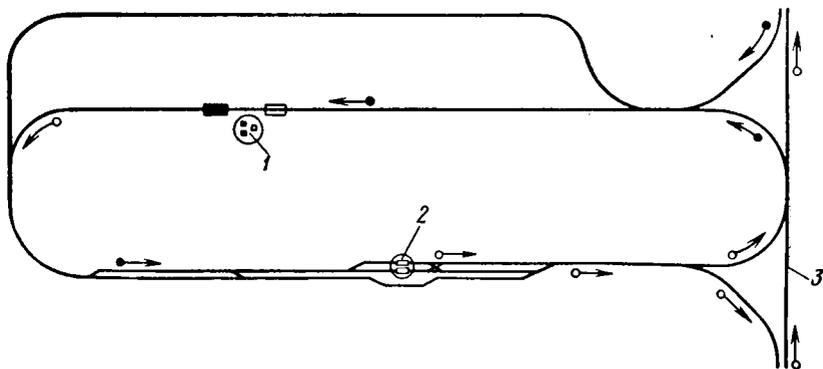


Рис. 4.45. Схема кругового околовольного двора с ветвями, перпендикулярными к главной откаточной выработке:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — главная откаточная выработка

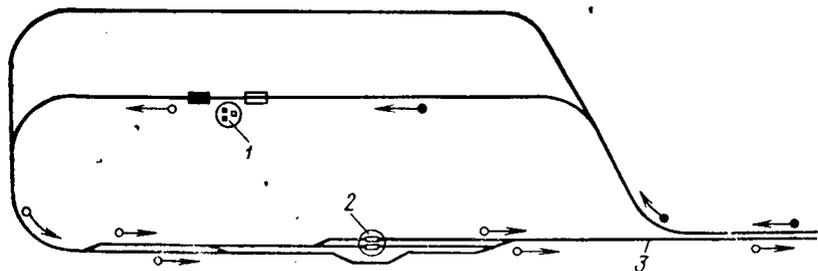


Рис. 4.46. Схема петлевого околовольного двора:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — главная откаточная выработка.

В рассматриваемых технологических схемах не предусматривается поточного движения составов. Это приводит к необходимости занимать электровозы на длительных маневровых операциях. Например, в челноковых околоствольных дворах время

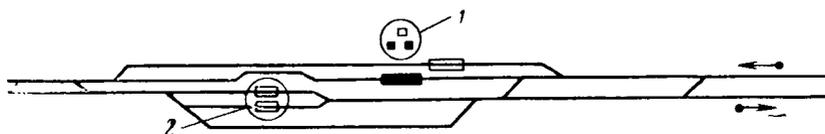


Рис. 4.47. Схема околоствольного двора с одной многопутевой выработкой:
1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол

пребывания электровоза при расформировании смешанного состава составляет 20—30 мин. Поэтому приходится увеличивать число магистральных электровозов или применять специальные

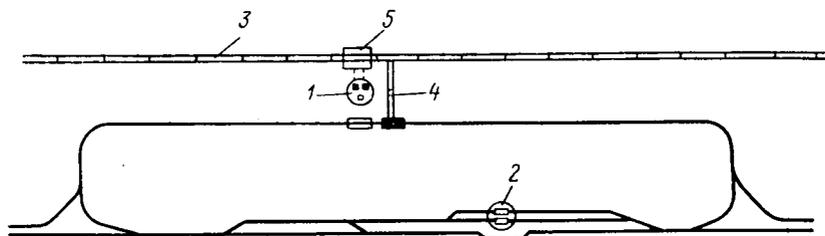


Рис. 4.48. Схема околоствольного двора с конвейерной доставкой угля:
1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — магистральный конвейер; 4 — передаточный конвейер; 5 — бункер

маневровые электровозы, что увеличивает число обслуживающего персонала и снижает производительность подземного транспорта.

Из четырех основных технологических схем околоствольного двора наиболее удобной для производства маневров является круговая и наименее удобной — челноковая.

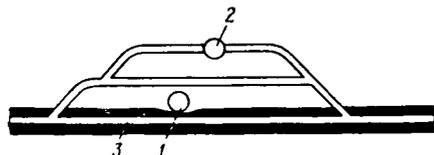


Рис. 4.49. Расположение околоствольного двора при вскрытии одиночного пологого пласта:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол;
3 — главная откаточная выработка

На рис. 4.44, 4.45 и 4.46 показаны современные технологические схемы околоствольных дворов, позволяющие значительно сократить маневровые операции по обработке груженных составов, поступающих в околоствольный двор. Эти схемы обеспечивают поточное движение транспорта и высокую

пропускную способность околоствольного двора.

Околоствольные дворы с новой технологией обработки составов отличаются от ранее рассмотренных околоствольных дворов тем,

что в них разгрузка угольных и породных составов производится без остановки последних, т. е. без дополнительных маневров по заталкиванию, расформированию составов, без прицепки-отцепки электровозов.

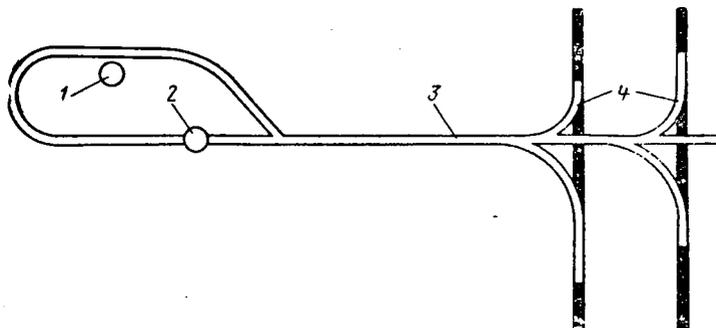


Рис. 4.50. Расположение околостольного двора при вскрытии пластов стволами, пройденными в лежащем боку:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — квершлаг; 4 — штрек

Кроме рассмотренных, бывают околостольные дворы с одной многопутевой выработкой (рис. 4.47) и с конвейерной доставкой угля (рис. 4.48).

В настоящее время многопутевые околостольные дворы, несмотря на удобство расположения в них оборудования, не применяются по следующим причинам:

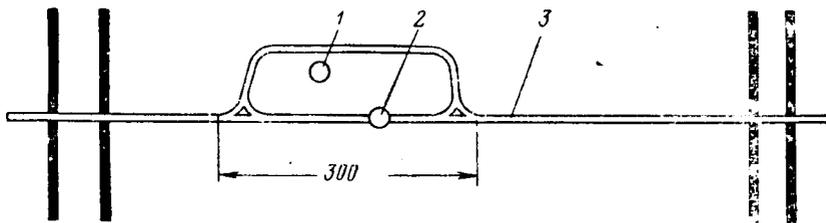


Рис. 4.51. Расположение околостольного двора между пластами при значительном расстоянии между ними:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — квершлаг

сложные маневровые операции по обработке составов и невысокая пропускная способность;

сложность проведения многопутевой выработки;

большой объем многопутевой выработки и отсюда невысокая экономическая эффективность.

Околостольные дворы с конвейерной доставкой угля имеют следующие достоинства: отсутствие маневров с угольными составами, более равномерное поступление угля в околостольный двор, уменьшение штата обслуживающего персонала, уменьшение

объема околоствольных выработок. Околоствольные дворы с конвейерной доставкой угля могут применяться на шахтах с большими размерами шахтных полей (10—12 км).

При вскрытии одиночного пологого пласта, как правило, максимально используется главный откаточный штрек, проводимый по пласту. В этом случае применяют круговой околоствольный двор с расположением выработок параллельно главной откаточной магистрали или челноковый (рис. 4.49).

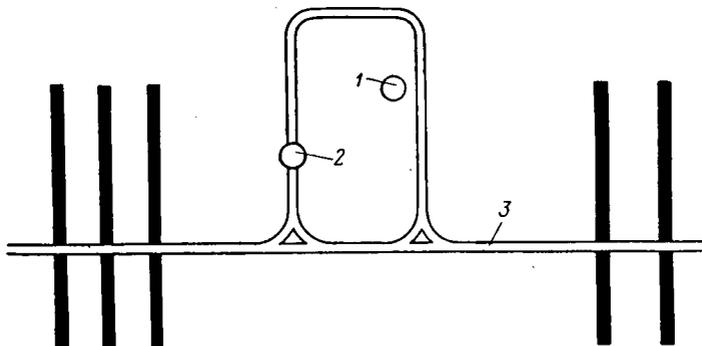


Рис. 4.52. Расположение околоствольного двора при небольшом расстоянии между пластами:

1 — скиповой ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — квершлаг

При вскрытии пласта или свиты пластов стволами, расположенными в лежачем боку, применяют тупиковые или петлевые околоствольные дворы (рис. 4.50).

При заложении стволов между пластами, расположенными на значительном расстоянии один от другого, рационально применить круговой околоствольный двор с выработками, расположенными параллельно главной откаточной выработке (рис. 4.51). Если расстояние между пластами небольшое, то выработки околоствольного двора располагают перпендикулярно к главной откаточной выработке (рис. 4.52).

§ 2. Выработки околоствольного двора

Различают следующие ветви околоствольного двора: скиповые угольные грузовые, скиповые угольные порожняковые, скиповые породные грузовые, скиповые породные порожняковые, клетевые входные (для составов, поступающих с участков), клетевые выходные (для составов, отправляемых на участки), обгонные.

В околоствольных дворах с новой технологией обработки составов скиповые ветви являются общими для угля и породы, так как вагонетки с углем и породой разгружаются над угольной или породной ямами.

Околоствольные дворы с обычной технологией. Минималь-

ные радиусы закруглений рельсовых путей принимаются при колее 900 мм равными 20 м, при колее 600 мм — 12 м. Сечения выработок в свету околоствольных дворов при креплении монолитным бетоном составляют: однопутевых — 5—8 м², двухпутевых — 8,5—16 м².

Для механизации работ по разгрузке и расформированию составов в околоствольных дворах применяются толкатели (ка-

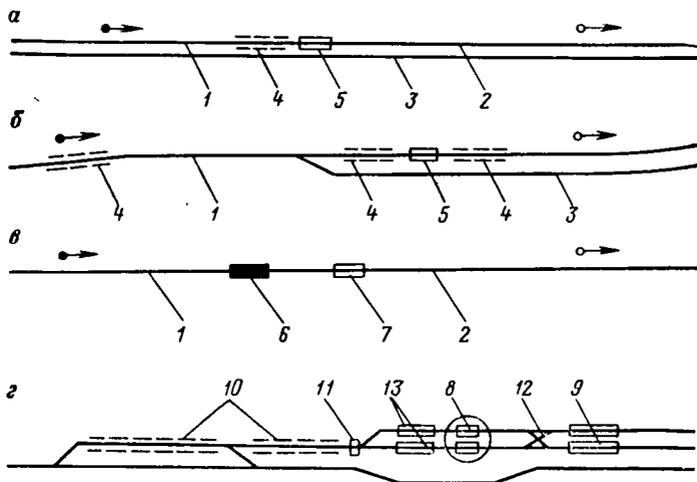


Рис. 4.53. Схемы размещения оборудования на ветвях скипового и клетового стволов:

1 — скиповая грузовая ветвь; 2 — скиповая порожняковая ветвь; 3 — обгонная ветвь; 4 — цепной толкатель; 5 — опрокидыватель; 6 — угольная разгрузочная яма; 7 — породная разгрузочная яма; 8 — клетовой ствол; 9 — толкатели ПТВ-3; 10 — канатный толкатель; 11 — дозирующий стопор; 12 — перекрестный съезд; 13 — агрегат КМП-36

натные, цепные), стопоры (дозирющие, задерживающие), гасители скорости, самокатные уклоны и другие механизмы.

Если для транспорта угля и породы применяются вагонетки с глухими кузовами, то скиповые ветви оборудуются опрокидывателями и толкателями (рис. 4.53, а, б); при использовании вагонеток с откидными днищами на скиповых ветвях устраиваются разгрузочные ямы с разгрузочными кривыми (рис. 4.53, в). Клетевые ветви околоствольных дворов оборудуются толкателями, стопорами и самокатными уклонами (рис. 4.53, в).

В околоствольных дворах с обычной технологией обработки составов электровозов с угольным составом, прибывающий справа, через стрелки 8—4—3 (рис. 4.54) проходит к стрелке 2, останавливается, меняет направление и через стрелки 3—5 заталкивает состав к угольному опрокидывателю. Затем электровоз отцепляется от состава, через стрелки 5—6—7—9—11 переходит на скиповую угольную порожняковую ветвь, прицепляется к порожнему составу и через стрелки 11—10 следует на участок.

Электровоз с угольным составом, прибывающий слева, через стрелку 2 проходит к стрелке 3, останавливается, отцепляется, меняет ход и через стрелки 3—4—1—2 проходит к составу, прицепляется и заталкивает состав к угольному опрокидывателю.

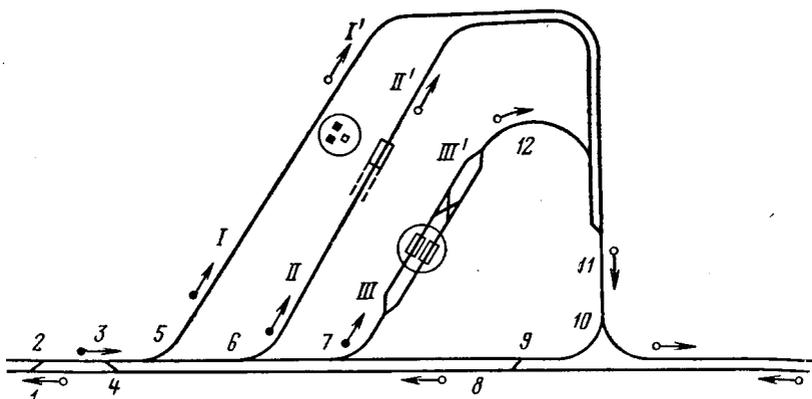


Рис. 4.54. Схема движения составов в круговом околостольном дворе с обычной технологией обработки составов:

I — скиповая угольная грузовая ветвь; *I'* — скиповая угольная порожняковая ветвь; *II* — скиповая породная грузовая ветвь; *II'* — скиповая породная порожняковая ветвь; *III* — клетевая входная ветвь; *III'* — клетевая выходная ветвь; 1—12 — номера стрелочных переводов

Отцепленный от состава электровоз через стрелки 5—6—7—9—10—11 переходит на скиповую угольную порожняковую ветвь, прицепляется к порожнему составу и через стрелки 11—10—9—8—4—1 уходит на участок.

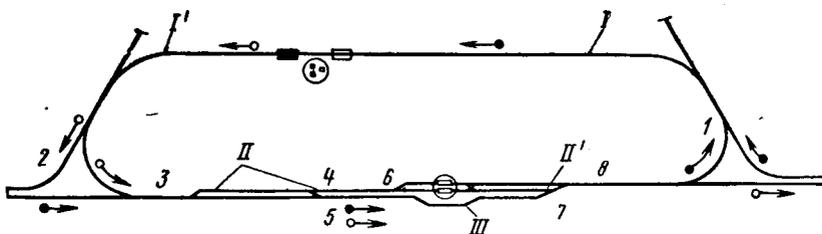


Рис. 4.55. Схема движения составов в круговом околостольном дворе с новой технологией обработки составов:

I — скиповая грузовая ветвь (угольно-породная); *I'* — скиповая порожняковая ветвь; *II* — клетевая входная ветвь; *II'* — клетевая выходная ветвь; *III* — обгонная ветвь; 1—8 — номера стрелочных переводов

Электровоз со смешанным составом, состоящим из вагонеток, груженных углем и породой, и порожняковых вагонеток для материалов, прибывающий справа, через стрелки 8—4—3 проходит к стрелке 2, останавливается, меняет ход и через стрелки 5—6—7 соответственно заталкивает вагонетки с материалами к клетевому

стволу, породные вагонетки — к породному опрокидывателю и угольные вагонетки — к угольному опрокидывателю. Отцепленный от вагонеток электровоз через стрелки 5—6—7—9—10—11 проходит на порожняковую сторону околоствольного двора, формирует порожняковый состав, прицепляется к нему и через стрелки 11—10 следует на участок.

Электровоз со смешанным составом, прибывающий слева, через стрелку 2 проходит к стрелке 3, останавливается, отцепляется, меняет ход, через стрелки 3—4—1—2 проходит к составу и производит остальные маневровые операции аналогично электровозу с составом, прибывающим слева. После формирования порожнякового состава электровоз прицепляется к нему и через стрелки 11—10—9—8—4—1 уходит на участок.

В околоствольных дворах с новой технологией обработки электровоз с угольным составом, прибывающий справа, через стрелку 1 (рис. 4.55) проходит к угольной разгрузочной яме, разгружает на замедленной скорости состав и через стрелки 2—3—5—7—8 следует на участок.

Электровоз с угольным составом, прибывающий слева, через стрелки 3—5—7—8—1 проходит к угольной разгрузочной яме, разгружает состав и через стрелку 2 уходит на участок.

Разгрузка породных и угольно-породных составов производится аналогичным образом, с той лишь разницей, что породные вагонетки разгружаются над породной разгрузочной ямой.

Если в составе имеются вагонетки с материалами или в околоствольный двор прибывает материальный состав, то вагонетки с материалами устанавливаются между стрелками 3 и 4; отсюда канатным толкателем они подаются к дозирующему стопору и затем специальными агрегатами — в клеть.

Вагонетки, спускаемые с поверхности, выталкиваются из слети и по самокатному уклону направляются к перекрестному съезду. Здесь они сортируются и толкателями передаются на ветви клетвевое ствола.

Управление агрегатами и толкателями производится одним-двумя операторами.

§ 3. Пропускная способность околоствольных дворов

Пропускная способность околоствольных дворов определяется количеством полезного ископаемого, выдаваемого из шахты за определенный период времени:

$$P_{\text{сут}} = \frac{60Tnq}{\tau_{\text{ср}}k \left(1 + \frac{q_y}{q_n} \beta\right)},$$

$$P_{\text{год}} = P_{\text{сут}} N_{\text{д}},$$

где $P_{\text{сут}}$ — суточная пропускная способность, т;

$P_{\text{год}}$ — годовая пропускная способность, т;

T — время работы транспорта в сутки, ч;
 n — число вагонеток в угольном составе;
 q — грузоподъемность вагонетки по углю, т;
 q_y — масса вагонетки с углем, т;
 q_n — масса вагонетки с породой, т;
 β — отношение количества породы к углю по массе;
 $k = 1,5$ — коэффициент неравномерности работы транспорта;
 τ_{cp} — такт работы околоствольного двора, мин,

$$\tau_{cp} = \frac{\tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \dots + \tau_m}{m},$$

$\tau_1, \tau_2, \dots, \tau_m$ — интервалы поступления в околоствольный двор составов, мин;

m — число интервалов;

N_d — число рабочих дней в году.

Под тактом работы околоствольного двора понимают средний интервал поступления составов в околоствольный двор. Такт определяется путем построения сводного графика движения всех составов, прибывающих в околоствольный двор.

На рис. 4.56 изображен сводный график движения составов в околоствольном дворе с двусторонним поступлением грузов.

Участки рельсовых откаточных путей в околоствольном дворе в зависимости от своего назначения имеют различные уклоны. Магистральные и обгонные рельсовые пути в местах маневров электровозов обычно устраиваются с уклоном 0,003—0,005.

Наиболее ответственными участками для профилирования рельсовых путей являются ветви клетового ствола, где обмен вагонеток производится с применением различных механизмов агрегатов и самокатных рельсовых путей.

Самокатные уклоны рассчитывают с учетом коэффициента сопротивления движению вагонеток. Значения коэффициента сопротивления ω' при движении на прямолинейных участках пути приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Грузоподъемность вагонетки, т	Значение ω' для вагонеток	
	груженых	порожних
1	0,007	0,009
2	0,006	0,008
3	0,005	0,007

Примечания:

1. Значения ω' указаны для вагонеток на подшпикниках качения при чистых рельсах.
2. На засоренных и не тщательно уложенных рельсах ω' следует увеличивать на 50%.
3. При трогании с места ω' больше указанных на 30—50% (так называемое пусковое сопротивление).

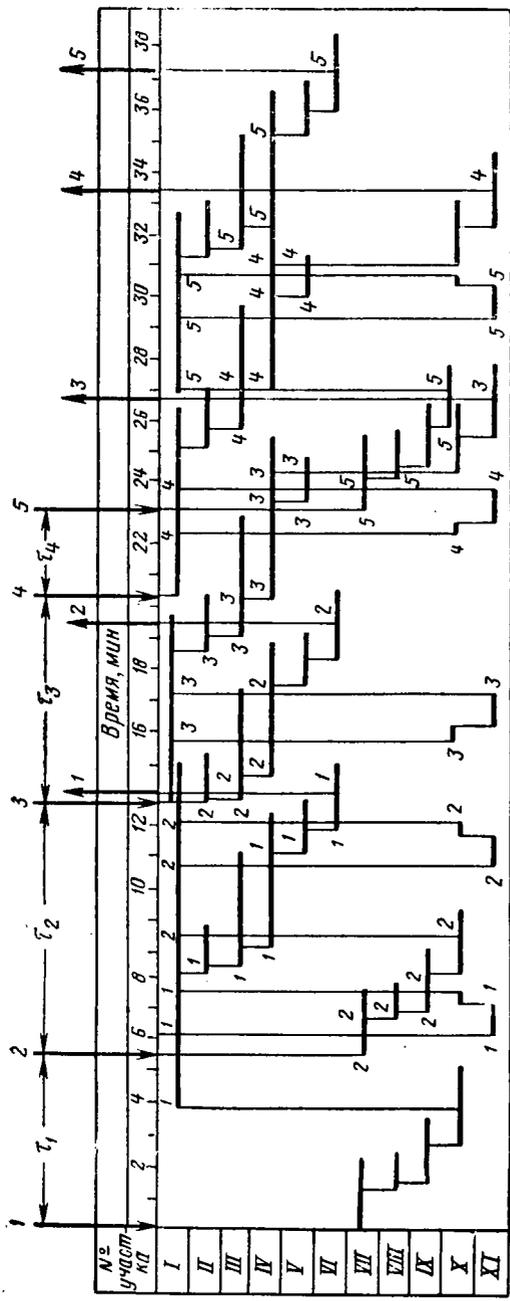


Рис. 4.56. График движения составов в околоствольном дворе:

1-5 — порядковые номера составов; ↓ — вход в околоствольный двор электрова с груженным составом; ↑ — выход из околоствольного двора электрова с порожняковым составом

При движении на закруглении пути возникает добавочное сопротивление вследствие увеличения трения между ребрами колес и рельсами. Величина полного коэффициента сопротивления на закруглении выражается формулой

$$\omega_{кр}^* = \omega' + k' \frac{35}{1000 \sqrt{R}},$$

где R — радиус кривой, м;

k' — коэффициент, учитывающий превышение наружного рельса ($k' = 1$ — при наличии превышения, $k' = 1,5$ — при отсутствии превышения).

Пусковые участки пути, предназначенные для самостоятельного движения вагонеток после освобождения стопора, должны иметь уклон

$$i \geq (2,5 \div 3,0) \omega'.$$

Во избежание схода вагонеток с рельсов при подходе к стопорам скорость их движения не должна превышать 0,75—1 м/с.

Скорость движения вагонеток на самокатных участках пути принимается обычно 1,5—2 м/с.

На выходной стороне клетового ствола непосредственно за клетями устраивается самокатный уклон для сообщения вагонетке скорости 1,5 м/с, далее следует участок с уклоном равновесия ($i = \omega'$) и участок, где формируется состав, с уклоном $i \leq \omega$ или $i = 0$.

Скорость выхода вагонетки из клетки при ручном выталкивании принимается равной 0,25 м/с, а при наличии толкателя — 0,8—1 м/с.

Величина уклона в зависимости от скорости движения вагонетки и длины участка пути определяется по формуле

$$i = \frac{v_k^2 - v_n^2}{2gl} + \omega,$$

где v_k — конечная скорость, м/с;

v_n — начальная скорость, м/с;

l — длина участка, м;

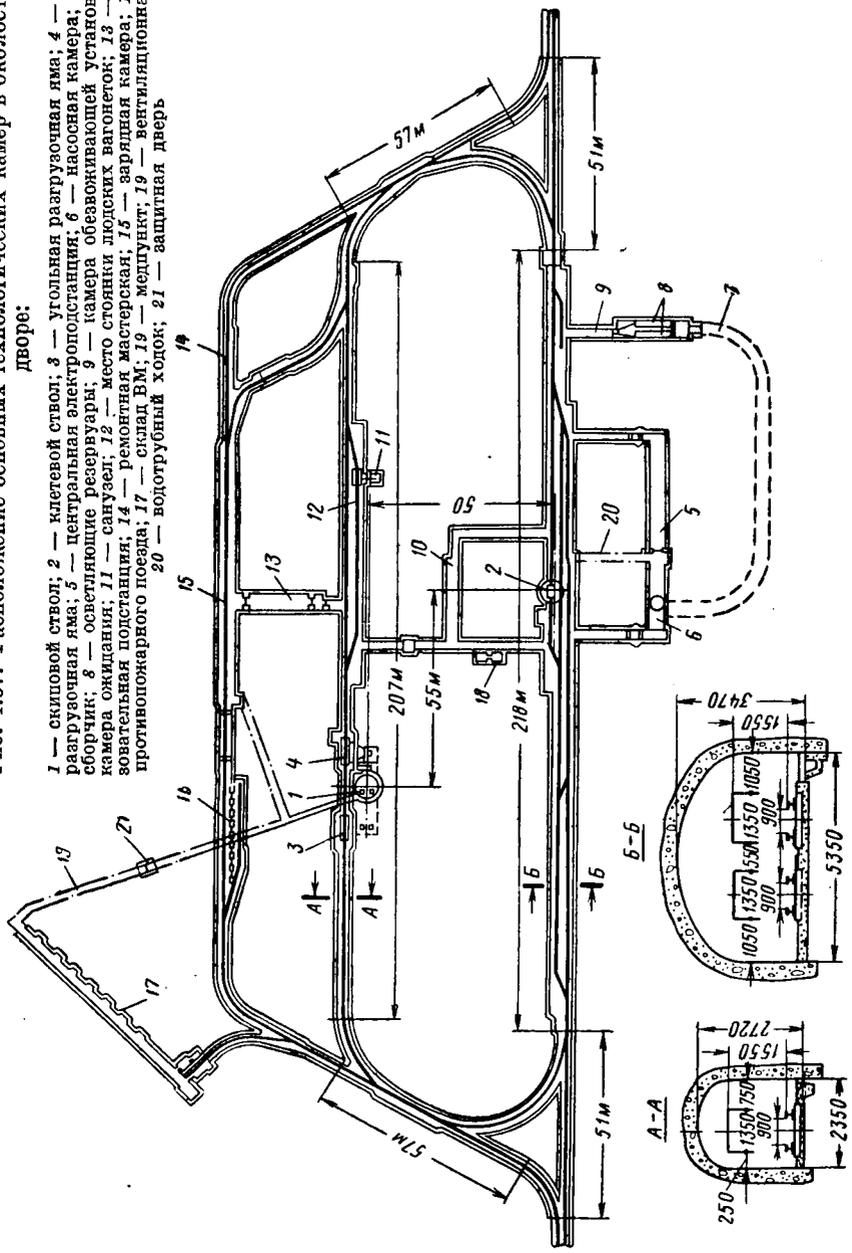
g — 9,8 м/с² — ускорение силы тяжести.

§ 4. Камеры околоствольных дворов

В пределах околоствольного двора устраиваются следующие подземные камеры (рис. 4.57): центральной электроподстанции, главного водоотлива, депо для электровозов, преобразовательной подстанции, депо противопожарного поезда, ожидания, медпункта, диспетчера, горноспасательного пункта, кладовой для хранения запасных частей, деталей, инструмента и др. В районе околоствольного двора в обособленной выработке оборудуется склад ВМ.

1. 2. 3. 4. 5. 6. 7. 8. 9. 10. 11. 12. 13. 14. 15. 16. 17. 18. 19. 20. 21.

1 — склюной ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — угольная разгрузочная яма; 4 — породаная разгрузочная яма; 5 — центральная электроподстанция; 6 — насосная камера; 7 — водо-сборник; 8 — осветляющие резервуары; 9 — камера обесвиживающей установки; 10 — камера ожидания; 11 — санузел; 12 — место стоянки людских вагоночек; 13 — преобразовательная подстанция; 14 — ремонтная мастерская; 15 — зарядная камера; 16 — депо противопожарного поезда; 17 — склад ВМ; 18 — медпункт; 19 — вентиляционная сбойка; 20 — водотрубный ходок; 21 — защитная дверь



Ниже уровня околоствольного двора устраивается загрузочная камера ствола, соединяющаяся с местом разгрузки вагонеток бункером.

Указанные камеры крепятся обычно бетоном, а загрузочная камера и бункер — железобетоном.

Камеры центральной электроподстанции и главного водоотлива располагаются, как правило, у клетового ствола. Между ними устанавливается герметическая противопожарная дверь; с выработками околоствольного двора камеры соединяются горизонтальными ходками. Камера главного водоотлива соединяется с клетовым стволом наклонным ходком, служащим для прокладки трубопроводов и как запасной выход.

В камере главного водоотлива устанавливается обычно три насосных агрегата, обеспечивающих откачку воды из шахт с при-

током от 50 до 300 м³/ч. При водопитоке свыше 300 м³/ч и большой высоте напора устанавливается от пяти до восьми насосов соответствующих типов.

Поперечные размеры и длина камер главного водоотлива, зависящие от типа насосов, высоты напора и величины притока шахтных вод, изменяются в пределах: длина — 15—60 м, высота — 2,8—5,2 м, ширина — 3—4 м, сечение в свету — 7—20 м².

В камере главного водоотлива устраиваются 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

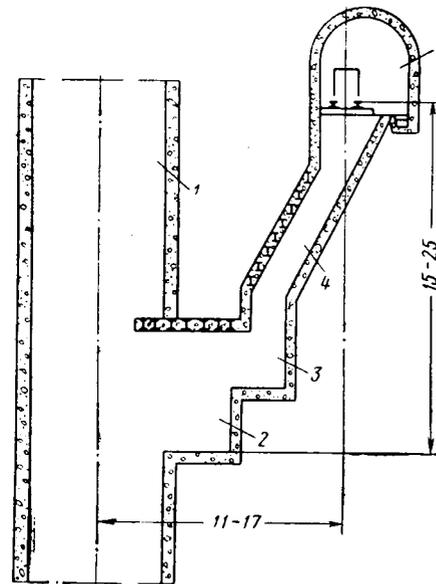


Рис. 4.58. Загрузочная камера скипового ствола:

1 — скиповый ствол; 2 — камера затворов; 3 — камера питателей; 4 — бункер; 5 — камера разгрузки

обезвоживающей установки. При наличии двух ветвей устройство осветляющих резервуаров не обязательно. Размеры камеры центральной электроподстанции: ширина обычно 4 м, высота 3 м, сечение в свету 11 м²; длина камеры зависит от типа и количества устанавливаемого оборудования и составляет обычно 20—30 м. Пол камер центральной электроподстанции и главного водоотлива расположен на 0,5 м выше уровня головок рельсов в околоствольном дворе.

Депо аккумуляторных электровозов состоит из зарядной, ремонтной мастерской и места стоянки запасных электровозов. Ширина камер депо принимается 4,2—5 м, высота — 3,2—3,6 м, сечение камер депо в свету — около 14 м². Длина депо зависит от числа и типа применяемых электровозов и изменяется от 20 до 100 м и более.

Рядом с зарядной камерой находится камера преобразовательной подстанции. Ширина камеры 3,5—4 м, высота 2,6—2,7 м, сечение в свету 8,5—9,2 м².

Депо противопожарного поезда устраивается на расширении выработки или в обособленной выработке. Ширина депо 5,4—6 м, высота 3,7—3,8 м, сечение в свету 17—19 м². Длина депо зависит от типа вагонеток и изменяется в пределах 30—50 м.

Камера ожидания располагается в непосредственной близости от вспомогательного (клетевого) ствола и соединяется ходками с входной и выходной его ветвями.

В зависимости от мощности шахты камеры ожидания устраиваются длиной 10, 15 и 23 м соответственно на 40, 65 и 100 человек. Ширина камеры 2,6 м, высота 2,2 м, сечение в свету при креплении монолитным бетоном 5,2 м².

Камера подземного медпункта располагается также вблизи вспомогательного ствола. Длина камеры медпункта 7,6 м, ширина 3 м, высота 2,2 м.

Камера горноспасательного пункта устраивается на шахтах, особо опасных в пожарном отношении, и располагается вблизи депо противопожарного поезда. Длина камеры 4,5 м, ширина 2,6 м, высота 2,2 м.

Наиболее сложной в горнотехническом отношении является загрузочная камера (рис. 4.58) скипового ствола, состоящая из камеры затворов, камеры питателей и бункера.

§ 5. Объем околоствольных дворов и камер

Объем выработок околоствольного двора зависит от производственной мощности шахты, типа подвижного состава, газоносности пластов, системы вскрытия и других факторов.

Объем камер околоствольного двора составляет 50—100% объема выработок околоствольного двора.

В целом объем выработок и камер околоствольного двора довольно значителен и составляет в среднем 10—20% общего объема горных выработок, проводимых на момент сдачи шахты в эксплуатацию.

Одним из показателей, характеризующих околоствольные дворы, является удельный объем выработок двора (без камер) в свету, т. е. объем выработок на 1000 т суточной проектной мощности шахты. В практике проектирования считают допустимым, если удельный объем выработок околоствольного двора не превышает 3 м³.

Существует ряд эмпирических формул для определения ориентировочного объема выработок околоствольного двора. Акад. Л. Д. Шевяков рекомендует формулу

$$V = 5 \sqrt{A_r} + 0,002A_r, \text{ м}^3,$$

где A_r — годовая производственная мощность шахты.

В. И. Голомолзин для условий Донбасса предлагает следующие формулы:

при откатке контактными электровозами

$$V = 9000 + 1,57A, \text{ м}^3,$$

при откатке аккумуляторными электровозами

$$V = 8300 + 1,53A, \text{ м}^3,$$

где A — суточная производственная мощность шахты, т.

§ 6. Защита выработок околоствольного двора от влияния горных работ

От нормального функционирования околоствольного двора зависит в целом работа шахты, поэтому околоствольные дворы должны по возможности закладываться в устойчивых породах.

Протяженные выработки околоствольного двора необходимо располагать вкрест простирания пород, особенно при неустойчивых и слабых породах. Расположение протяженных выработок околоствольного двора по простиранию пород допускается при вскрытии одиночного пласта.

При большой ширине выработок околоствольного двора последний должен закладываться в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова не менее 4.

Для защиты выработок и камер околоствольного двора от разрушения их располагают в зоне, охраняемой целиками, и крепят долговременными видами крепи — монолитным бетоном и железобетоном.

Для защиты стволов и поверхностных сооружений на разрабатываемом участке оставляют предохранительные целики. При расчете крепи выработок околоствольных дворов по несущей способности учитывают коэффициент перегрузки, который принимается равным 1,5—2; при расчете крепи участковых и других выработок этот коэффициент принимают равным 1,2—1,5.

§ 7. Околоствольные дворы при наклонных стволах

Конфигурация выработок и тип околоствольных дворов угольных шахт с наклонными стволами обусловлены расположением наклонных **стволов** относительно вскрываемого пласта.

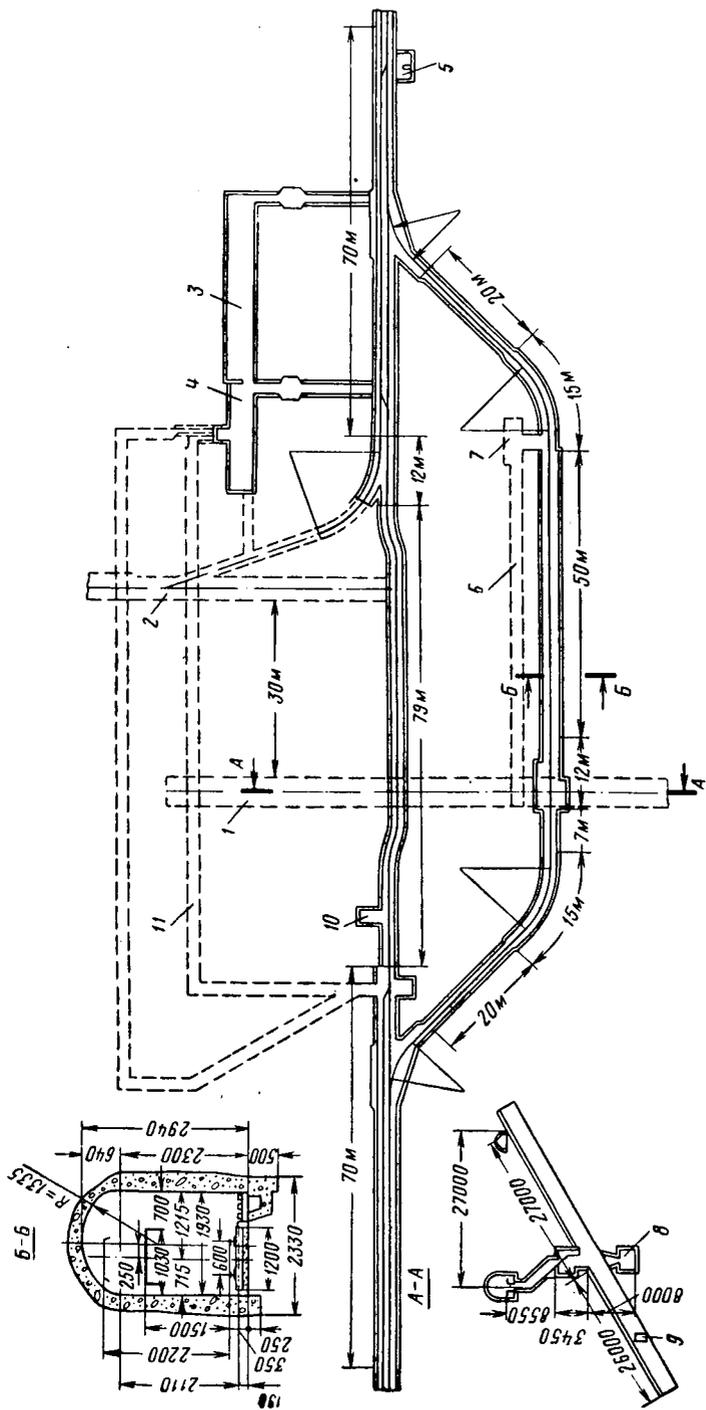


Рис. 4.59. Схема околоствольного двора с наклонными стволами и скиповой выдачей угля:

1 — скиповой ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — центральная электростанция; 4 — насосная; 5 — камера лифтера; 6 — хонок для чистки зумфа; 7 — камера для чистки просыпающегося угля; 8 — камера зумфовой водостлива; 9 — камера зумфовой водостлива; 10 — санузел; 11 — во-
досборник

Наклонные стволы угольных шахт проходят обычно по пласту или в породах лежачего бока. При этом выработки околоствольного двора располагают параллельно главной откаточной выработке, что обуславливает челноковую схему движения составов.

Околоствольные дворы наклонных шахт обычно имеют три ствола: конвейерный (или скиповой), вспомогательный и людской (ходок). Бывают околоствольные дворы с двумя и четырьмя наклонными стволами.

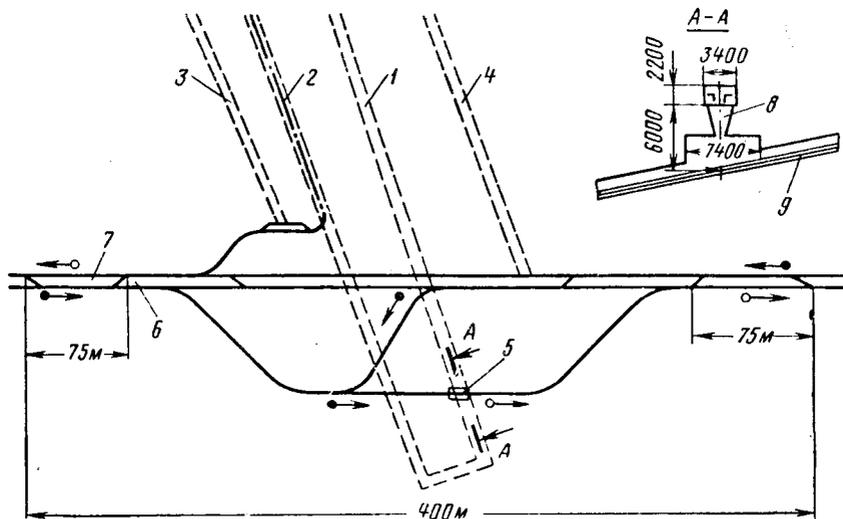


Рис. 4.60. Схема околоствольного двора с наклонными стволами и конвейерной выдачей угля:

1 — конвейерный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — людской ходок; 4 — вентиляционный уклон; 5 — место разгрузки; 6 — главный откаточный штрек; 7 — разминька; 8 — бункер; 9 — ленточный конвейер

Разгрузка вагонеток с углем производится на обгонной выработке, проведенной в породах висячего бока (рис. 4.59).

Емкость ветвей околоствольного двора принимается такой же, как и в околоствольных дворах с вертикальными стволами (один-два состава).

На рис. 4.60 показана схема околоствольного двора с выдачей угля 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.

Околоствольные дворы с конвейерной выдачей угля по сравнению с околоствольными дворами со скиповой выдачей более

предпочтительны, так как при конвейерном транспорте осуществляется поточная выдача угля, обеспечивающая более высокую производственную мощность шахты.

§ 8. Околоствольные дворы гидрошахт

При гидравлической добыче угля применяют те же системы вскрытия, что и при обычных способах добычи. Однако на гидрошахтах роль рельсового транспорта сведена к выполнению вспомогательных операций по доставке оборудования и необходимых материалов на участках. Уголь в околоствольный двор транспортируется в виде угольной пульпы по желобам при самотечном гидротранспорте и по трубам при напорном гидротранспорте.

При самотечном гидротранспорте уклон почвы основных выработок составляет 0,05—0,07, поэтому для доставки материалов на участки применяется монорельсовый вспомогательный транспорт. Это, в свою очередь, требует устройства в околоствольном дворе перегрузочного пункта с рельсового транспорта на монорельсовый.

При сведении роли рельсового транспорта к вспомогательной на гидрошахтах упрощается схема развития рельсовых путей и конфигурация околоствольных дворов.

В околоствольных дворах гидрошахт располагаются те же технологические камеры, что и в околоствольных дворах обычных шахт, за исключением камеры главного водоотлива, которая на гидрошахтах заменена камерой центрального гидроподъема, служащей для выдачи на поверхность пульпы и шахтных вод.

Пульпа на поверхность выдается углесосами, эрлифтами, питателями. Наибольшее распространение получил углесосный гидроподъем пульпы.

На рис. 4.61 и 4.62 приведены схемы околоствольных дворов гидрошахт с расположенными в них камерами центрального гидроподъема, являющимися основными технологическими камерами на гидрошахтах.

Центральный гидроподъем состоит из камеры углесосов, камеры дробилок, пульпосборников, колодцев аварийного пульповодосборника, камеры над ним и ходков — соединительного, пульповодных и трубных.

В камерах углесосов устанавливают от 3 до 16 углесосов, укладывают рельсовый путь и пути для монтажного крана.

К камере углесосов примыкает камера, в которой устанавливают дробилки и обезвоживающие питатели. Дробилки и питатели устанавливают только при самотечном гидротранспорте угля; при напорном гидротранспорте дробление угля производится на участках.

Число пульпосборников зависит от числа рабочих углесосных агрегатов и составляет обычно 1—3. Емкость каждого пульпосборника 300—350 м³.

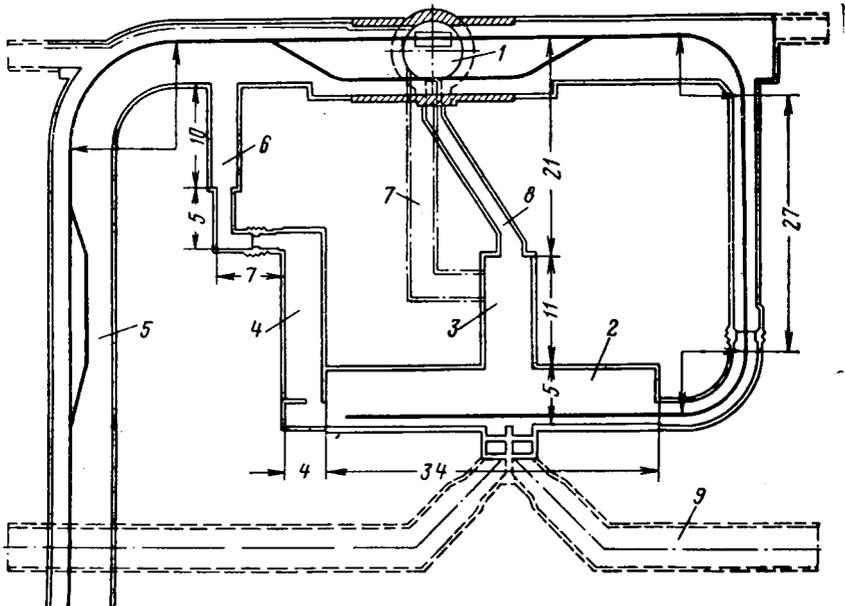


Рис. 4.61. Околоствольный двор гидрошахты с одним вертикальным стволом:
 1 — ствол; 2 — камера гидроподъема; 3 — пульпоотборник; 4 — камера электроподстанции; 5 — квершлаг; 6 — камера ожидания; 7 — трубный ходок; 8 — пульповодный ходок; 9 — аварийный пульпоотборник

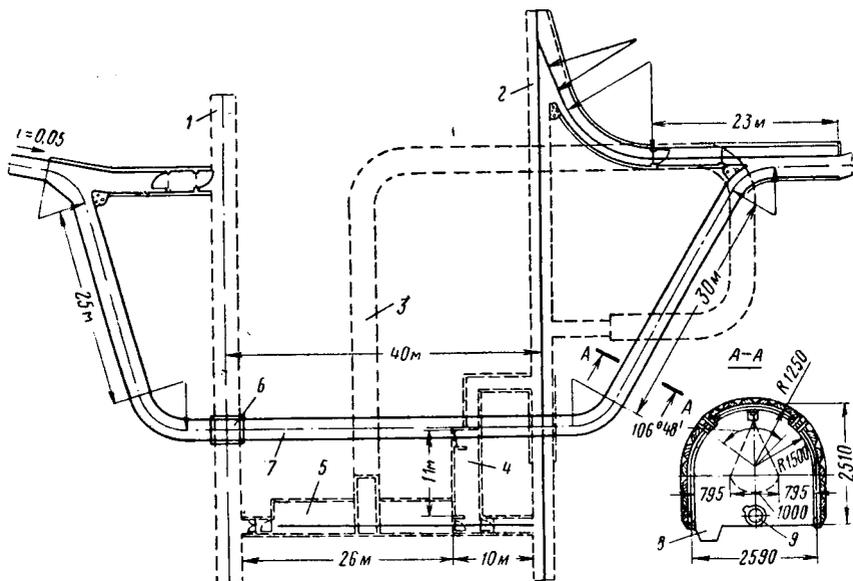


Рис. 4.62. Околоствольный двор гидрошахты с наклонными стволами:
 1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — пульповодосборник; 4 — камера электроподстанции; 5 — камера гидроподъема; 6 — камера дугового сита; 7 — монорельс; 8 — желоб; 9 — высоконапорный водовод

В зависимости от производственной мощности гидрошахты высоты гидроподъема длина и объем камеры центрального гидроподъема изменяются в больших пределах.

Объем выработок околоствольных дворов гидрошахт в свету из камер значительно меньше по сравнению с околоствольными ворами обычных шахт и составляет в околоствольных дворах одним стволом 1500—5000 м³, в околоствольных дворах с двумя гволами 4000—8000 м³.

Однако удельный вес камер в околоствольных дворах гидрошахт значительно больше по сравнению с обычными шахтами увеличивает объем околоствольного двора в 2—3 раза, причем 2—50% объема камер приходится на камеры центрального гидроподъема.

§ 9. Технологические схемы околоствольных дворов высокопроизводительных угольных шахт

Технологические схемы околоствольных дворов разработаны институтом Южгипрошахт в соответствии с основными направлениями развития угольной промышленности СССР и подразделяются по технологическим схемам на следующие две группы:

- при откатке горной массы локомотивами;
- при транспортировании горной массы конвейерами.

Схемы околоствольных дворов первой группы предусматривают:

- выдачу горной массы и породы из шахты отдельно двумя специализированными скиповыми подъемами;
- совместную выдачу горной массы и породы или только горной массы.

Схемы околоствольных дворов второй группы предусматривают выдачу из шахты либо только горной массы, либо горной массы и породы совместно.

Основные показатели схем околоствольных дворов высокопроизводительных угольных шахт приведены в табл. 4.3.

Технологические схемы околоствольных дворов при откатке горной массы локомотивами (рис. 4.63, 4.64 и 4.65). Во всех вариантах камеры загрузочных устройств находятся ниже уровня горизонта околоствольного двора. Оборудование скиповых и клеветных ветвей и маневры составов в околоствольных дворах одинаковы для всех схем.

Скиповая ветвь околоствольного двора имеет либо одну, либо две разгрузочные ямы, расположенные последовательно на одном пути. Разгрузочные ямы оборудуются устройствами для раскрытия (закрывания) днища вагонеток или секционных поездов.

Устройства для раскрытия (закрывания) днищ поездов оборудуются дистанционно управляемым приводом, благодаря которому при проходке смешанного состава над породной мой на пониженной скорости ($v = 0,7$ м/с) оператор перегрузоч-

| Показатели | Схема околоствольного двора | | | | |
|--|-----------------------------|--------------|-----------------|-----------------|---------------|
| | рис. 4.63 | рис. 4.64 | рис. 4.65 | рис. 4.66 | рис. 4.67 |
| Суточная пропускная способность околоствольного двора, т | 30 000 | 30 000 | 30 000 | 30 000 | 30 000 |
| Объем выработок околоствольного двора, м ³ :
с камерами производственного назначения | 25 976 | 37 682 | 21 798 | 28 323 | 28 433 |
| без камер | 10 996 | 25 771 | 11 271 | 14 206 | 13 365 |
| за вычетом магистральных выработок с камерами (без камер) | 25 976 (10 996) | 13 618(1707) | 21 798 (11 271) | 12 767 (12 430) | 23 857 (8789) |
| Количество обслуживающего персонала в смену, чел. | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 |

ной станции может производить избирательную разгрузку породных вагонеток. Разгрузка специализированных составов осуществляется при проходе состава над ямой со скоростью $v = 1$ м/с.

У клетевого ствола на входной и выходной сторонах имеются два пути, которые оборудуются качающимися площадками, задерживающими стопорами или штоковыми толкателями. На входной стороне клетевого ствола у симметричного стрелочного перевода устанавливаются дозирующий стопор и канатный толкатель.

По ходу движения вагонеток на входной стороне клетевого ствола, до и после съезда, устанавливаются два канатных толкателя. На выходной стороне ствола проталкивание вагонеток осуществляет штоковый толкатель.

Для осуществления независимой работы по формированию материальных составов и проходящих мимо порожняковых составов, на выходной ветви за симметричной стрелкой предусматривается емкость пути, равная половине величины состава с материалами и оборудованием вместе с электровозом. Движение составов в околоствольном дворе осуществляется полностью по поточной схеме, т. е. движение по любой выработке околоствольного двора осуществляется только в одном направлении. Электровоз, прибывающий в околоствольный двор с груженым составом, входит на скиповую ветвь и на замедленном ходу разгружает состав над разгрузочными ямами. Затем по обгонному пути, расположенному либо в обходной выработке, либо на клетевой ветви, направляется на главную откаточную магистраль. При поступлении материального состава электровоз входит на путь клетевой ветви, оборудованный канатным толкателем, оставляет состав и по обгонному пути переходит на выходную ветвь клетевого ствола, забирает подготовленный для участка состав и уходит по главной откаточной магистрали к пункту назначения. Оставленный материальный состав канатным толкателем через съезд передается на входную ветвь клетевого ствола, откуда другим таким же толкателем подает вагонетки к дозирующему стопору. От этого стопора вагонетки с помощью канатного и штокового толкателей подаются в клетки. Из клеток вагонетки при помощи штокового толкателя вытягиваются и проталкиваются на один из путей выходной ветви клетевого ствола.

В околоствольных дворах отсутствует самокатное движение вагонеток, что, в свою очередь, увеличивает безопасность работы.

Околоствольный двор представлен тремя параллельными выработками (скиповая, клетевая и обходная). Скиповая ветвь оборудуется двумя разгрузочными ямами, расположенными последовательно на одном пути, из которых первая яма по ходу движения составов — породная, вторая — угольная.

Обслуживают околоствольный двор три человека в смену: оператор перегрузочной станции (у разгрузочных ям), стволо-

зой и его помощник. Камеры служебного и производственного назначения приняты по утвержденным типовым проектам и располагаются в отдельных выработках. Место стоянки людских вагонов размещается на обходной выработке.

Технологические схемы околоствольных дворов при транспортировании горной массы конвейерами (рис. 4.66 и 4.67). В зависимости от вида транспорта вспомогательных материалов технологические схемы околоствольных дворов могут быть двух вариантов:

при транспортировании вспомогательных материалов и оборудования самоходными вагонами;

при транспортировании вспомогательных материалов и оборудования монорельсовыми дизелевозами.

Для упрощения обслуживания зумпфов и сокращения объемов горных работ по проходке скипового ствола загрузка скипов производится выше горизонта околоствольного двора. Такое решение позволяет организовать чистку зумпфа непосредственно на рабочем горизонте и сокращает глубину ствола примерно на 64 м. Основным назначением околоствольного двора рабочего горизонта является выполнение вспомогательных операций. Комплекс выработок перегрузочной станции обеспечивает загрузку горной массы в скипы обоих двухскиповых подъемов. Горная масса через емкий бункер поступает в комплекс загрузки скипов. На случай остановки одного из подъемов, а также для сглаживания неравномерности потока горной массы предусмотрена возможность подачи ее с магистрального конвейера в бункер-накопитель (аварийную емкость), расположенный под конвейером. Бункер-накопитель представляет собой реверсивный скребковый конвейер, позволяющий аккумулировать определенную емкость горной массы.

Выдача горной массы из аварийного бункера-накопителя осуществляется либо непосредственно в бункер, либо на передаточный ленточный конвейер, откуда горная масса поступает также в емкий бункер.

Технологические схемы при транспортировании вспомогательных материалов и оборудования самоходными вагонами (см. рис. 4.66).

Околоствольный двор разработан с учетом вспомогательного транспорта самоходными вагонами. Комплекс оборудования у вспомогательного ствола основного горизонта предназначен для приема клетей, доставляющих людей, материалы и оборудование. Комплекс оборудуется посадочными устройствами для клетей и ствольными дверями.

Схема движения самоходных вагонов в околоствольном дворе — поточная. Так как вспомогательный транспорт осуществляется одиночными самоходными вагонами, маневровые операции в околоствольных дворах весьма просты и не требуют специальных устройств.

Обслуживают околоствольный двор два человека в смену —

стволовой и его помощник. В связи с тем, что самоходные вагоны выходят на поверхность, заправка и ремонт их в шахте не предусматриваются.

При технологической схеме, предусматривающей доставку вспомогательных материалов и оборудования самоходными вагонами, главная конвейерная магистральная выработка оборудуется ленточным конвейером и обслуживается самоходными вагонами. В зависимости от системы подготовки шахтного поля эта конвейерная магистраль может проводиться выше или на одном уровне с грузо-людской магистральной выработкой. Выше грузо-людского горизонта околоствольного двора у скипового ствола устраивается комплекс выработок, включающий в себя: собственно перегрузочную станцию, одностороннее сопряжение со вспомогательным стволом и выработки, соединяющие вспомогательный и главный стволы с конвейерной магистральной выработкой.

Самоходные вагоны из-под чистки зумпфа главного ствола по сбойкам и клетевому стволу проходят к перегрузочной станции и при помощи тали разгружаются в бункер.

Околоствольный двор у клетевого ствола состоит из обходной выработки, примыкающей к грузо-людской магистральной выработке. Грузо-людская магистральная выработка имеет двухколейное поперечное сечение, позволяющее производить движение по ней в две стороны, и используется для стоянки самоходных вагонов.

Обходная выработка служит для объезда вокруг ствола и посадки людей в пассажирские вагоны.

На горизонте перегрузочной станции располагаются камера пускорегулирующей аппаратуры для магистральных конвейеров и два бункера-накопителя (аварийная емкость).

Технологические схемы, предусматривающие транспортирование вспомогательных материалов и оборудования монорельсовыми дизелевозами, представлены на рис. 4.67. Околоствольные дворы разработаны с учетом выполнения вспомогательных операций монорельсовыми дизелевозами типа ДМВ-7. Комплекс оборудования у вспомогательного ствола основного горизонта предназначен для приема клеток, доставляющих людей и конвейеры с материалами и оборудованием. Комплекс оборудуется посадочными устройствами для клеток и стволовыми дверями. Обслуживают околоствольные дворы два человека в смену: стволового и его помощник.

Заправка и ремонт дизелевозов осуществляются на поверхности. Камеры производственного и служебного назначения предусмотрены в отдельных выработках. На горизонте околоствольного двора устраиваются заезды к складу ВМ, ходку и к главному стволу.

Главная конвейерная магистральная выработка оборудуется ленточным конвейером и монорельсовой дорогой. Эта конвейер-

ная магистраль может быть проведена выше или на одном уровне с грузо-людской магистральной выработкой.

Монорельсовые тележки из-под чистки главного ствола по бойкам и клетевому стволу выходят на горизонт перегрузочной станции, где опрокидываются в емкий бункер. Перегрузочная станция с главным стволом сбивается горизонтальным ходком, который может служить для вывода исходящей струи, смены санатов и аварийного выхода людей из шахты.

§ 10. Выбор типа околоствольного двора

Околоствольные дворы классифицируются по следующим признакам:

по типу стволов — для вертикальных и наклонных стволов;

по виду шахтного подъема — для скипового, клетевого, гидротранспортного подъема;

по виду шахтного транспорта — для электровозного, конвейерного, гидротранспорта, комбинированного (конвейеры и электро-возы) транспорта;

по типу вагонетки при электровозном транспорте — для транспорта с глухими, саморазрушающимися (с разгрузкой через дно, через боковую стенку и т. п.), секционными (с разгрузкой через по) вагонетками;

по типу прибывающих составов — для специализированных только с одним грузом) и смешанных (ископаемое и порода или порода, ископаемое, порода и материалы) составов;

по числу направлений подхода груза — односторонние, двусторонние, многосторонние. Последние с помощью обходных выработок могут сводиться к двусторонним;

по ориентировке ветвей (по углу между ветвями двора и главной откаточной выработкой) — параллельные, перпендикулярные, диагональные;

по характеру движения вагонеток — круговые, когда вагонетки движутся вперед все время одной и той же лобовой стенкой, елноковые, когда вагонетки меняют направление движения — движутся вперед сначала одной лобовой стенкой, затем другой. Круговой односторонний двор называют петлевым, челпиковый двусторонний — тупиковым;

по характеру маневров электровозов — с обгоном (когда они переходят с грузовой стороны на порожняковую по обгонной выработке), с поточным движением (когда они переходят через прокидыватель или рядом с ним).

При выборе типа околоствольного двора исходят из следующих требований: достаточная пропускная способность, целесообразная компоновка поверхности шахты, простая увязка двора с прилегающими выработками, минимальный объем выработок, простота маневров, минимум обслуживающего персонала.

Выбор схемы двора сводится по существу к выбору ориентировки ветвей (угла между ветвями двора и главной откаточной выработки горизонта) и технологии работы на скиповой и клетевой ветвях, т. е. технологической схемы двора. Остальные отличительные особенности схем (тип стволов, вид шахтного подъема, вид шахтного транспорта, тип вагонеток и т. п.) выбирать не приходится, так как они содержатся в исходных данных.

Для выбора ориентировки принимают сначала расположение на поверхности шахты блоков главного и вспомогательного стволов, что определяет взаимное расположение стволов; ориентировку скипов, разгрузочной воронки и, следовательно, разгрузочные ямы во дворе и скиповой ветви; ориентировку клетей и клетевой ветви и направление загрузки клетей, т. е. входной стороны двора; ориентировку подъездных путей к шахте. Если последние можно подвести только по одной трассе, т. е. для них нет выбора, то нет выбора и для ориентировки двора, так как фиксированное положение зданий на поверхности означает фиксированную ориентировку двора. Если по рельефу поверхности подъездные пути можно подвести как угодно, то выбирают ориентировку двора, по которой затем устанавливают ориентировку зданий на поверхности и подъездных путей.

Имея ориентировку двора и его технологическую схему, осуществляют привязку двора к главной откаточной выработке, затем привязывают к ней вспомогательные пути, камеры служебного и производственного назначения.

При конвейерном транспорте сначала составляют схему для откатки электровозами, а затем к ней привязывают конвейерные выработки.*

Г л а в а IX

П О В Е Р Х Н О С Т Ъ Ш А Х Т

§ 1. Технологические комплексы поверхности угольных шахт

Поверхность шахты — это комплекс зданий, сооружений и оборудования, предназначенных для подъема, приема, технологической обработки и отправки угля, приема и отгрузки породы, спуска и подъема материалов, оборудования и людей, проветривания подземных выработок, обеспечения горных работ энергией, производственно-бытового обслуживания трудящихся и выполнения других производственных процессов.

В состав поверхности шахт входят следующие комплексы и службы: угольный и породный комплексы, стационарные установки (подъемные, вентиляторные, котельные и др.), комплекс

* Транспорт на горных предприятиях, Под ред. Б. А. Кузнецова. Изд. 2-е переработанное и дополненное. М., «Недра», 1976. 552 с.

обмена и откатки вагонеток в надшахтных зданиях, материальные склады, склады лесных крепежных материалов, службы ремонта оборудования и производственно-бытового обслуживания трудящихся.

Поверхности шахт имеют различные схемы компоновки отдельных комплексов и служб. Действующие шахты угольной промышленности 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:

организация общерудничного хозяйства и создание общих технологических комплексов для группы близко расположенных шахт;

объединение горнотехнических и служебных зданий в крупные блоки и моноблоки;

зонирование 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 (башенные или металлические 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.

Трудоемкость работ на шахтной поверхности, технологическая схема, количество и кубатура зданий и сооружений в значительной степени определяют технико-экономическую эффективность работы шахты, и в первую очередь такие ее важнейшие показатели, как себестоимость угля и производительность труда.

В настоящее время разработаны типовые проекты шахтной поверхности, предусматривающие коренное усовершенствование технологических схем, компоновочных и конструктивных решений.

В основу типового проекта поверхности шахт положен принцип проектирования путем создания крупных блоков из типовых секций различного технологического назначения. Почти все здания основного и вспомогательного назначения сведены в три крупных блока: главный ствол, вспомогательный ствол и административно-бытовой комбинат.

Опыт строительства типовых поверхностных зданий и сооружений показал, что ввиду большого разнообразия местных условий

более целесообразно иметь набор необходимого количества вариантов типовых секций, которые позволяют легко скомпоновать проект шахтной поверхности для практически любых условий привязки.

На большей части действующих угольных шахт с вертикальными стволами уголь выдается в скипах, расположенных в стволах с исходящей струей воздуха, а порода поднимается в вагонетках клетевыми подъемами по стволам, по которым подается в шахту 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 соответственно типу подъемной установки.

Технологический комплекс скипового ствола предназначен для приемки выдаваемого из шахты угля, переработки его (удаление посторонних предметов, дробление, сортировка, обогащение), транспорта до места погрузки и отправки потребителям, а также для приемки и отправки в отвал породы.

Главной функцией технологического комплекса клетевоегo ствола является обмен вагонеток с материалами, выдаваемых и спускаемых в шахту, спуск и подъем людей.

Схемные и конструктивные решения технологических комплексов скипового и клетевоегo стволов определяются главным образом системой вскрытия — вертикальными, наклонными стволами или штольнями.

Различают три компоновочные схемы технологических комплексов для угля и породы — высотную, горизонтальную и смешанную.

При высотной схеме отметка разгрузки подъемных сосудов определяется минимальными уклонами, при которых возможно движение угля или породы самотеком от места их приемки до места погрузки.

Высотная схема обеспечивает наибольшую компактность шахтной поверхности, так как позволяет максимально приблизить погрузочные пути к оси ствола, требует наименьшего количества транспортных механизмов, однако при этой схеме высота надшахтных сооружений современной крупной шахты доходит до 100 м.

При горизонтальной схеме материал от приемных до погрузочных устройств перемещается механизмами — конвейерами и элеваторами и только в отдельных местах — самотеком.

При смешанной схеме для передачи материала к месту погрузки используют частично самотечные уклоны, частично механизмы.

Выбор компоновочной схемы технологического комплекса 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 углей, 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, которые позволили бы свести до минимума дополнительное измельчение угля.

В таких решениях в первую очередь предусматривается уменьшение числа мест перегрузок угля и снижение высоты его свободного падения при перегрузках, в подъемных сосудах (скипы) и емкостях (бункера и склады); уменьшение числа и емкости мест накопления угля (бункеров и складов); исключение машин и механизмов, при работе которых происходит особенно большое перемелывание угля, например бульдозеров на складах.

Обогащение угля производится на индивидуальных обогатительных фабриках, расположенных непосредственно на поверхности шахты, или на групповых фабриках, обогащающих угли группы шахт, располагающихся обычно на промплощадке одной из этих шахт. Обогащение угля производится также на центральных обогатительных фабриках, сооружаемых отдельно от шахт. Для рассортировки угля на отдельные сорта определенной крупности на шахтах строятся сортировки. На шахтах, уголь которых отгружается потребителю для непосредственного использования, предусматривается механизированная породовыборка, обеспечивающая качество угля в соответствии с требованиями ГОСТа.

§ 2. Технологический комплекс главного (скипового) ствола

Блок главного ствола представляет собой комплекс зданий и сооружений, располагаемый над устьем главного ствола шахты и включающий копер, надшахтное здание, бункера для приема угля и породы, устройства для выбора из угля крупных кусков породы и посторонних предметов и дробления негабаритных кусков угля. Из блока главного ствола уголь направляется на обогащение или на погрузочно-складской комплекс для отправки потребителям. В отдельных случаях в блоке главного ствола производится рассортировка угля на классы по крупности, при этом погрузка крупно-средних сортов осуществляется непосредственно в железнодорожные полувагоны. Шахтная порода направляется железнодорожным или автомобильным транспортом на групповые или центральные плоские породные отвалы, находящиеся за территорией промплощадки шахты.

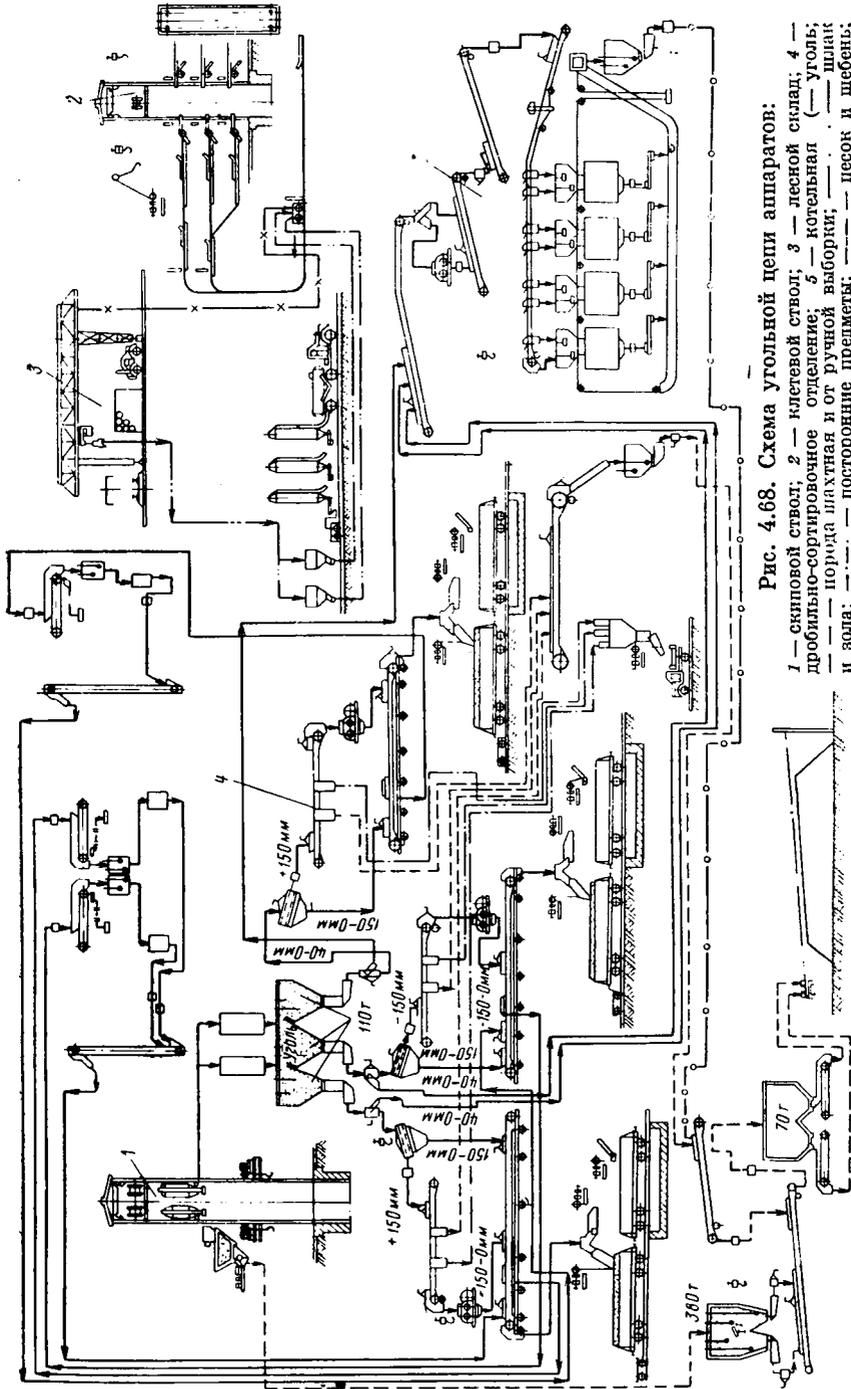


Рис. 4.68. Схема угольной цеди аппаратов:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — лесной склад; 4 — дробильно-сортировочное отделение; 5 — котельная (— уголь; — порода шахтная и от ручной выборки; — шлак и зола; - - - посторонние предметы; — песок и щебень;

Δ — отсос пыли; —X—X— лес

В комплекс зданий и сооружений скипового ствола входят две технологические цепи — угольная и породная.

Схема угольной цепи аппаратов (рис. 4.68) определяется рядом факторов: маркой и качеством добываемого угля (коксующийся, антрацит, энергетический, зольность), местом его обогащения (на шахтной, групповой или центральной обогатительной

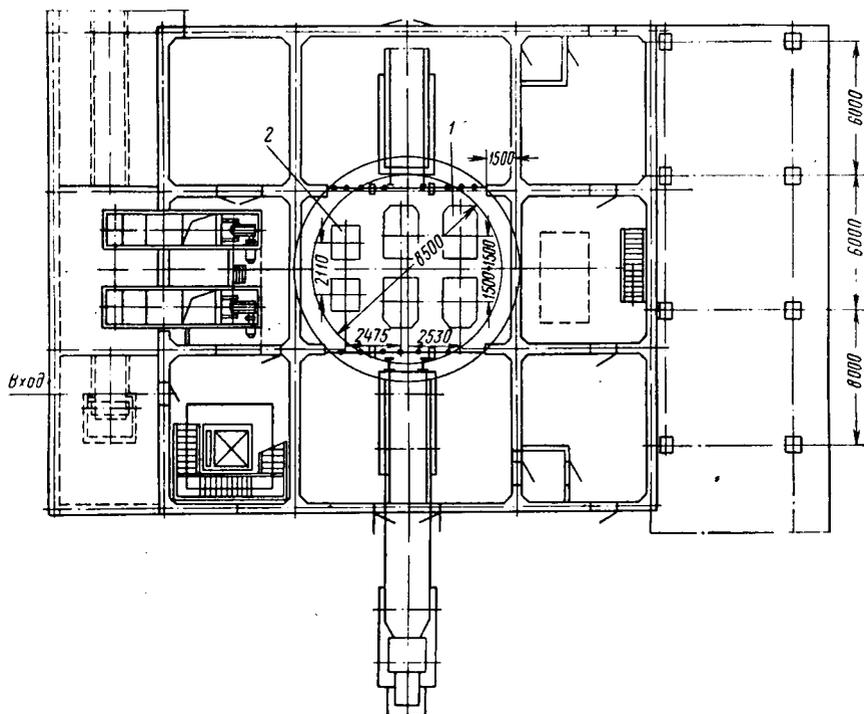


Рис. 4.69. Комплекс скипового ствола:

1 — скип для угля емкостью 25 м³; 2 — скип для породы емкостью 15 м³

фабрике), видом внешнего транспорта (железнодорожный, автомобильный, подвесная канатная дорога).

Набор механизмов породной цепи определяется способом вывоза породы и видом отвала.

К технологическому комплексу скипового ствола примыкает шахтная котельная, связанная с ним системой углеподачи и золоудаления. На рис. 4.69 показан комплекс скипового ствола.

Пропускная способность оборудования технологических цепей угля и породы принимается по производительности подъемных установок.

Число параллельных линий транспортных устройств определяется числом одновременно выдаваемых на поверхность марок

угля и производственной мощностью шахты. При выдаче одной марки и производственной мощности до 1—1,2 млн. т в год требуется одна технологическая линия, при большей производственной мощности и нескольких марках угля — две и даже три технологические линии.

Погрузочно-складское хозяйство. Для обеспечения более равномерной работы грузовых подъемов и технологических цепей поверхности угля и порода из скипов выгружаются не непосредственно на конвейер, а в приемные бункера. Емкость каждого из них принимается равной емкости четырех — восьми скипов в зависимости от конструкции бункерных затворов и протяженности последующих трактов до погрузочно-аккумулирующих емкостей. Число приемных бункеров определяется числом подъемов и одновременно выдаваемых марок угля.

Как уже указывалось, скиповыми подъемами оборудуются обычно стволы с исходящей струей воздуха, поэтому скиповые разгрузочные устройства должны быть герметическими, исключая возможность закорачивания воздушной струи при разгрузке. При содержании в угле не менее 25—30% мелочи (до 13 мм) и выдаче угля не более двух марок одновременно герметизация осуществляется слоем угля (угольной пробкой). Минимальная толщина воздухо непроницаемого слоя угля контролируется автоматически.

Для угля с меньшим содержанием мелких фракций и для породы применяют разгрузочные желоба с двойными затворами, сблокированными с работой подъемов. Для устранения зависания в бункерах угля и породы применяют пневматические и вибрационные устройства.

Если шахта добывает энергетический уголь или антрацит, то перед погрузкой он проходит ряд грохотов, где рассортировывается на товарные классы 0—6, 6—13, 13—25, 25—50, 50—100 мм, каждый из которых отгружается отдельно.

Шахты проектируются с учетом того, что весь требующий обогащения уголь до отгрузки потребителю должен пройти обработку на индивидуальной, групповой или центральной обогатительной фабрике.

Если уголь поставляется фабрикам, расположенным в пределах бассейна, выборка из угля видимой породы не требуется и шахте разрешается отгружать горную массу, из которой предварительно удаляют только посторонние предметы — металл, дерево и др.

Выбор типа и конструкции погрузочных устройств определяется видом транспорта (прерывный, непрерывный), условиями его работы (частота и количество подач под погрузку порожняка, длительность допустимых простоев под погрузкой), технологическими требованиями (степень допустимого переизмельчения, возможность слеживания и самовозгорания и т. д.).

Для доставки потребителю добытого на шахте угля в зависи-

мости от условий используются железнодорожный, автомобильный, конвейерный, трубопроводный транспорт и канатные подвесные дороги. В Советском Союзе преимущественное распространение получил железнодорожный транспорт.

Емкость погрузочных бункеров должна быть достаточной для накопления количества угля, необходимого для загрузки максимальной партии порожняка в установленный срок. Она определяется по формуле

$$Q_6 = k_n [Q_n + A_{с.ч} (t_y + t_n)], \text{ т,}$$

где Q_6 — емкость погрузочного бункера;

Q_n — грузоподъемность партии порожняка, т;

k_n — коэффициент неравномерности подачи порожняка, принимаемый равным 1,1—1,3;

$A_{с.ч}$ — среднечасовая добыча шахты, т;

t_y — возможное увеличение интервала времени между подачами партий порожних вагонов;

t_n — норма времени на погрузку партии вагонов, принимаемая не более 2 ч.

При отгрузке нескольких сортов или марок угля емкость каждого бункера рассчитывается отдельно.

Продолжительность загрузки одного вагона определяется типом (течки с затворами, стационарные, спускные и передвижные конвейеры и т. д.) и количеством погрузочных устройств, степенью механизации и автоматизации работ по погрузке и передаче вагонов.

В настоящее время среднее время загрузки открытого вагона грузоподъемностью 60 т составляет 4—5 мин.

На случай длительного отсутствия порожних вагонов на большинстве действующих шахт предусмотрены аварийные склады угля емкостью, равной 5—12-суточной добыче шахты.

Наибольшее распространение получили аварийные склады со стационарными скреперными установками, которые служат для подачи угля на склад и со склада.

Бункера и скреперные аварийные склады являются местами, в которых происходит дополнительное измельчение угля. Более совершенной в отношении сохранения сортности угля является безбункерная погрузка, при которой уголь от приемных устройств до железнодорожных вагонов подается непрерывным потоком в течение всего времени работы подъема. Однако при таком способе погрузки на шахтных железнодорожных погрузочных путях должен всегда быть неснижаемый запас порожних вагонов.

Кроме устранения переизмельчения безбункерная погрузка дает снижение капитальных и эксплуатационных расходов — не требуется строительство и оборудование бункеров, уменьшается штат обслуживающего персонала и амортизационные отчисления.

Недостатком этой системы является необходимость увеличения вагонного парка и удлинения погрузочных путей.

Как при бункерной, так и при безбункерной погрузке одновременно загружается обычно не более одного-двух вагонов, поэтому состав, поданный под погрузку, по мере загрузки вагонов необходимо подтягивать для замены под погрузочными устройствами загруженных вагонов порожними.

Операция подтягивания осуществляется специальными маневровыми устройствами.

Для учета количества угля, отгружаемого потребителям, он должен взвешиваться.

Определение массы отгруженного угля может производиться различными способами: по объему с последующим взвешиванием без дозирования (т. е. без отсыпки или досыпки до номинальной грузоподъемности вагона) на вагонных весах, установленных на углесборочных станциях или у потребителя; на конвейерных весах, установленных на шахте на погрузочном конвейере; на вагонных весах, установленных на погрузочном пункте шахты.

Наиболее желательным является первый из перечисленных способов взвешивания, так как при этом отпадает необходимость установки на каждой шахте нескольких (в зависимости от числа погрузочных путей) дорогостоящих комплектов железнодорожных весов и дозирующих устройств и соответственно сокращается число рабочих, занятых на взвешивании и дозировке.

На шахтах применяют рычажные и безрычажные весы. Оба эти типа весов имеют визуальную регистрацию показаний.

Одним из основных направлений по механизации взвешивания угля является создание вагонных весов с дистанционной регистрацией веса и электронных малогабаритных тензометрических весов, предназначенных для поосного взвешивания на ходу.

Перед отправкой угля потребителям требуется проверить его качество, для чего из железнодорожного вагона или с погрузочного конвейера отбираются контрольные пробы, которые должны быть разделены до двух-трех лабораторных проб (крупность 0—3 мм, масса пробы не менее 0,5 кг).

На шахтах операции по отбору и разделке товарных проб производятся вручную и при помощи пробоотборников и пробо-разделочных машин.

При проектировании современных технологических комплексов поверхности для погрузки угля и продуктов обогащения в железнодорожные вагоны необходимо предусматривать высокомеханизированные и автоматизированные погрузочно-складские комплексы (бункера, угольные склады с высокопроизводительной обратной подачей), обеспечивающие производительность погрузки на одном железнодорожном пути:

углей и продуктов обогащения, отгружаемых в нерассортированном виде, — до 4000 т/ч;

крупно-средних сортов антрацита и энергетических углей — до 500 т/ч.

При этом необходимо рассматривать техническую возможность и целесообразность создания для группы угольных предприятий центральных погрузочно-складских комплексов с путевым развитием станций, обеспечивающим отправку угля тяжеловесными маршрутами (массой 10 тыс. т и более) с применением челноковых перевозок.

Режим работы погрузочно-складских комплексов принимается:

при перевозке товарной продукции в подвижном составе и по путям МПС — круглосуточный в течение всех дней календарной недели;

при перевозке товарной продукции в подвижном составе и по шахтным подъездным путям — соответственно режиму работы предприятия.

Погрузку рядовых углей и концентрата для коксования, обогащенной мелочи энергетических углей, необогащенных отсевов, антрацитовых штыбов и промпродукта необходимо предусматривать через оперативные погрузочно-складские емкости.

Погрузку крупно-средних сортов углей необходимо производить: при возможности обеспечения высокопроизводительной погрузки непосредственно в железнодорожные вагоны. На случай отсутствия порожняка предусматриваются бункера для нерассортированного угля, из которых этот уголь направляется на рассортировку и отгрузку одновременно с текущей продукцией; при недостаточном количестве сортов углей для обеспечения высокопроизводительной погрузки ее осуществляют через оперативные погрузочно-складские емкости для рассортированных углей, с обеспечением кондиций по засоренности сорта.

При проектировании новых шахт складов для длительного хранения рядовых углей и готовой продукции, как правило, не предусматривают, резервируя лишь место возможного их строительства. Исключения допускаются при соответствующем обосновании (климатические условия, отдаленность расположения объекта, неустойчивость сбыта и др.).

Емкость оперативных погрузочно-складских устройств при перевозке по путям МПС, принимается:

для рядового угля и концентрата коксующихся углей — не менее 2,5-суточной производительности предприятия (шахты, фабрики) по отгрузке при пятидневной рабочей неделе; не менее 1,5-суточной производительности по отгрузке при шестидневной рабочей неделе; до одной суточной производительности при непрерывной рабочей неделе;

для промпродукта — не менее емкости маршрута или подачи; для нерассортированного концентрата энергетических углей и антрацитов крупностью более 13 (6) мм — не менее 3—4-часового его выхода.

На шахтах, отгружающих уголь на центральные и групповые обогатительные фабрики, а также на центральные погрузочные

пункты по внутренним путям, предусматриваются бункера емкостью на 1,5 состава, подаваемого под погрузку.

В районах со значительными минусовыми температурами предусматривается отопление зданий погрузочно-складских бункеров и по возможности утепление и обогрев погрузочных устройств.

При погрузке углей (кроме крупных сортов) предусматриваются меры по предотвращению измельчения сортовых углей и антрацитов и потерь при транспортировании к потребителю, состоящие в разравнивании угля, загруженного в полувагоны (при перевозке на расстояния до 50 км), и профилировке и укатке угля, загруженного в полувагоны, с помощью катков и покрытия его специальной пленкой или пастой при перевозке на расстояния более 50 км.

Породные отвалы. При добыче угля на поверхность выдается значительное количество породы от проведения и ремонта выработок. Количество выдаваемой породы зависит от ряда факторов — мощности и угла падения пластов, способа проведения и ремонта выработок, принятых систем подготовки и разработки, крепости и устойчивости боковых пород и т. д. — и колеблется в очень широких пределах — от 5—10% при разработке мощных пластов, залегающих в крепких породах, до 100% и более при добыче угля на шахтах, разрабатывающих тонкие пласты при слабых боковых породах.

При расчетах и проектировании систем подземного транспорта, подъема и породного хозяйства на поверхности количество выдаваемой из шахты породы должно в каждом конкретном случае определяться расчетом.

Транспортирование породы по подземным выработкам, подъем ее на поверхность, транспортирование и складирование в отвалы требуют значительных капитальных и эксплуатационных затрат, поэтому во многих случаях более экономичным может оказаться оставление породы в шахте. Выбор того или иного способа транспортирования и складирования породы в подземных выработках или на поверхности должен определяться технико-экономическим сравнением вариантов при проектировании.

На некоторых действующих шахтах выданная в вагонетках порода доставляется узкоколейным электровозом, канатной откаткой или конвейером к приемному бункеру конусного отвала-терриконика, расположенного на территории промплощадки шахты или в непосредственной близости от нее. Откатка по терриконнику осуществляется в опрокидных вагонетках с боковой разгрузкой либо в скипах.

При такой схеме породного комплекса требуются небольшие капитальные затраты, однако эксплуатация конусных отвалов дорога и трудоемка, так как требуется постоянное наращивание откаточных путей и разгрузочной фермы. Кроме этого конусные терриконники имеют следующие серьезные недостатки:

в шахтной породе обычно содержатся сера и углистые частицы, которые под воздействием атмосферы самовозгораются, в результате чего быстро выходят из строя откаточные пути и требуются затраты тяжелого ручного труда на их ремонт;

в отдельных случаях самовозгорание приводит к взрывам терриконов с тяжелыми последствиями для обслуживающего персонала и близлежащих зданий и сооружений шахтной поверхности и рабочих поселков;

расположение терриконов вблизи шахты вызывает сильное запыление и загазирование воздуха в районе шахтной поверхности;

при транспортировании мокрой породы в зимнее время рельсовые пути и разгрузочные фермы обмерзают и терриконы выходят из строя.

На новых крупных шахтах вместо рельсовых терриконов применяются подвесные канатные дороги с конусными или плоскими отвалами, вынесенными далеко за пределы шахтной территории.

Необходимо ориентироваться на создание центральных (групповых) отвалов, располагаемых в отдалении от жилых массивов и промышленных площадок, максимально используя для этого овраги, балки и другие участки, не пригодные для сельскохозяйственных работ.

Выбор площадки для отвалов производится из расчета размещения породы на весь срок службы шахты.

Выбор индивидуального или объединенного для нескольких предприятий породного отвала и его расположение производится на основе технико-экономического анализа с учетом развития промышленных предприятий и жилых поселков, направления господствующих ветров, необходимости создания защитных зон, выхода пластов под наносы и мощности наносов.

Как правило, необходимо предусматривать плоские отвалы. В условиях реконструкции, при соответствующем обосновании и при соблюдении правил безопасности, допускается сохранение действующих терриконов или устройство комбинированных отвалов.

Высота породных отвалов определяется проектом с учетом устойчивости их откосов и несущей способности основания, но не более 60 м.

Погрузку породы в транспортные средства производят, как правило, из погрузочных бункеров, при необходимости оборудованных системой обогрева или отопления, а при мокрой породе также отводом из ячеек капезных вод.

При небольших расстояниях транспортирования (до 600—700 м) и производительности (до 100—120 т/ч) применяются однопролетные канатные дороги периодического действия с возвратно-поступательным (маятниковым) движением вагонетки. Мачты маятниковых терриконов применяются высотой 55 или 100 м.

При большой длине и производительности откатки и сложном рельефе местности применяются кольцевые канатные дороги.

Кроме узкоколейного рельсового и канатного транспорта для доставки породы в отвал применяются также конвейерный и автомобильный транспорт, гидротранспорт; иногда породу вывозят в железнодорожных вагонах широкой колеи.

Конвейеры целесообразно применять при небольшой длине транспортирования и производительности не менее 150—200 т/ч.

Вид транспорта для доставки породы в отвал (автомобильный, железнодорожный, конвейерный, канатный, гидравлический) определяется технико-экономическими расчетами.

Режим работы породного комплекса принимается в соответствии с режимом работы шахты и обогатительных фабрик.

Часовая производительность породного комплекса, расположение и емкость бункеров для породы, порядок и схемы формирования отвалов при различных видах доставки породы в отвал, применяемые машины и механизмы определяются проектом. Мероприятия против самовозгорания, а также планировка поверхности отвала принимаются в соответствии с Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах.

При любом виде транспорта для породы необходимо предусматривать к отвалу автомобильную дорогу. В дальнейшем необходимо проведение работ по рекультивации поверхности отвалов.

В последние годы объемно-планировочные и конструктивные решения зданий поверхности шахт выполнялись на основе технологии, предусматривающей безбункерную погрузку угля (подача на ОФ), выдачу угля и породы скипами, транспортирование породы в отвал автосамосвалами, железнодорожным транспортом или канатной дорогой, применение многоканатного подъема для крупных или глубоких шахт.

Самой распространенной формой планировки промышленных зданий предприятия является планировка по технологическому принципу. При таком способе оборудование группируется в ряд узлов по признаку выполнения последовательности операций. Технологическая планировка должна предусматривать необходимые проходы для персонала, обслуживающего оборудование, и обеспечивать рациональную его расстановку.

Этим условиям в наибольшей мере удовлетворяют промышленные здания павильонного типа. Объемно-планировочные и конструктивные решения зданий павильонного типа, экономичные по расходу материалов, отвечают требованиям максимальной индустриальности возведения и минимальной трудоемкости работ при монтаже. Внешний облик отвечает требованиям современной архитектурной выразительности.

Донецким научно-исследовательским институтом Промстройпроект по технологическим схемам УкрНИИПроекта разработаны предложения объемно-планировочных и конструктивных решений зданий узлов приемки первичной переработки и погрузки

угля для блока главного ствола шахты производительностью 2,4 млн. т угля в год (рис. 4.70).

Технологическая схема, разработанная УкрНИИПроектом предусматривает выдачу угля (горной массы) через главный ствол

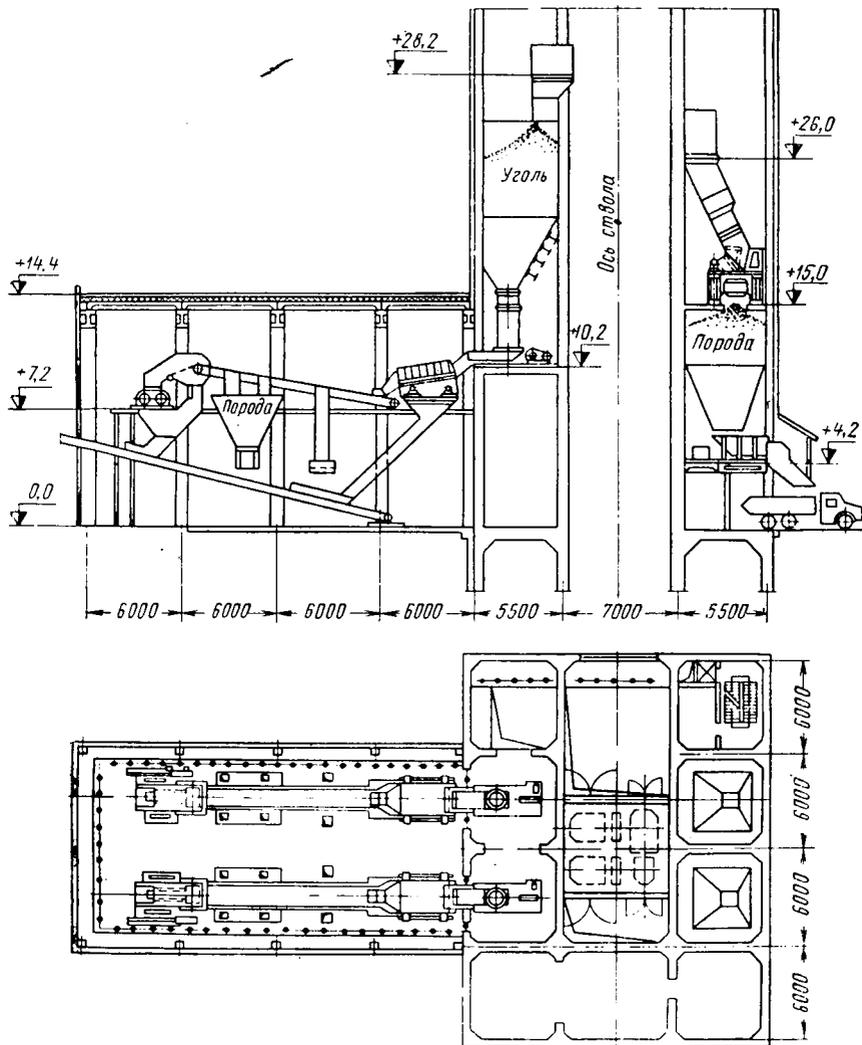


Рис. 4.70. Узлы приемки первичной переработки и погрузки угля для блока главного ствола шахты производительностью 2,4 млн. т угля в год

оборудованный двухскиповым подъемом со скипами емкостью 25 м³ и односкиповым со скипом емкостью 35 м³. Для выдачи породы используется односкиповой подъем со скипом емкостью 15 м³.

Технологическая схема цепи аппаратов разработана для условий приемки и первичной переработки энергетических углей одной марки, подаваемых на обогащение или погрузку в рядовом виде. Уголь из скипов поступает в приемный бункер, из которого питателем подается на грохот. Надрешетный продукт грохота направляется на ленточный конвейер, где производится выборка породы, дерева и металла. Очищенный надрешетный продукт поступает в дробилку с максимальной крупностью дробления 150 мм. Из дробилки уголь класса 0—150 мм и подрешетный продукт грохота подаются на ленточный конвейер. Конвейером уголь транспортируется на обогатительную фабрику или на погрузку.

Конструкция здания каркасная из сборных железобетонных унифицированных элементов заводского изготовления. Оборудование технологического комплекса установлено на междуэтажных перекрытиях и частично на металлических этажерках. Здание многоэтажное Г-образной формы; отделение приемки и первичной переработки имеет габариты 12 × 36 м, высоту 19 м. К отделению приемки и первичной переработки примыкает отделение погрузки, имеющее размеры в плане 12 × 18 м и высоту 10,8 м.

§ 3. Технологический комплекс вспомогательного (клетевого) ствола

Блок вспомогательного ствола — это комплекс зданий и сооружений, расположенный над устьем вспомогательного ствола шахты и включающий копер, надшахтное здание с комплексом обмена и откатки вагонеток, ремонтную мастерскую, помещения подъемных машин, склады материалов и оборудования, калориферную и компрессорную установки, склад противопожарных материалов.

В блоке вспомогательного ствола размещаются все объекты подсобно-вспомогательного назначения. Блок объединяет в своем составе комплекс обмена и откатки вагонеток, ремонтную службу и складское хозяйство.

Комплекс обмена и откатки вагонеток предназначен для осуществления связи всех объектов подсобно-вспомогательного назначения поверхности с подземным хозяйством шахты.

На очистных, подготовительных, ремонтных и других работах в подземных выработках современной крупной шахты используются машины, механизмы и оборудование общей массой в несколько тысяч тонн и ежедневно расходуется большое количество разных материалов.

Все оборудование и материалы подаются в шахту, как правило, через вспомогательный ствол, поэтому через него проходит большой грузопоток.

Крепежный лес и металл, инертная пыль, различное оборудование, строительные и другие материалы, привозимые на шахту в железнодорожных вагонах и на автомобилях, должны быть

разгружены, доставлены на соответствующие склады, затем погружены в шахтные вагонетки, доставлены к стволу и спущены в шахту.

Выдаваемое из шахты оборудование должно быть доставлено в ремонтные мастерские и после ремонта вновь спущено в шахту.

Все эти процессы и операции носят название вспомогательных и выполняются главным образом в зданиях и сооружениях технологического комплекса вспомогательного ствола (рис. 4.71).

Уровень механизации вспомогательных работ на многих действующих шахтах пока еще низкий, а трудоемкость этих работ очень высокая — на их выполнении занято значительно больше людей, чем на угольном и породном комплексах. Поэтому вопросам организации, механизации и автоматизации вспомогательных работ на шахтной поверхности должно уделяться особое внимание.

Для приемки и обмена вагонеток, выдаваемых из шахты, для спуска в шахту материалов, спуска-подъема людей в надшахтном здании оборудуется приемная площадка.

На ряде шахт имеются две приемные площадки: верхняя — для приемки вагонеток с углем и породой и нижняя — для спуска оборудования и материалов.

Спуск-подъем людей производится как с нижней, так и с верхней площадок, а при двухэтажных клетях — одновременно с обеих площадок.

В надшахтных зданиях новых угольных шахт устраивается только одна нижняя приемная площадка.

При обмене и откатке вагонеток производятся следующие операции: установка клетки на уровне приемной площадки; выталкивание и заталкивание в клетку вагонетки; откатка вагонетки к месту разгрузки (к опрокидывателю, на склад, в мастерскую и т. д.); разгрузка вагонеток (если клетями выдаются уголь или порода), загрузка вагонеток и платформ лесом, оборудованием, материалами и доставка их к стволу.

Схемы обмена и откатки вагонеток делятся:

по степени механизации — немеханизированные с самокатным движением; частично механизированные с участками принудительного и самокатного движения; механизированные с принудительным движением;

по конфигурации путей — кольцевые, тупиковые, комбинированные, челноковые.

При кольцевой схеме откатка самокатом происходит по круговым путям. Такие схемы осуществлены на многих шахтах Донбасса (рис. 4.72).

В последние годы при реконструкции шахт для сокращения длины путей кольцевых откаток применяются поворотные платформы, принудительно передвигающие вагонетки по кривым малого радиуса (рис. 4.73).

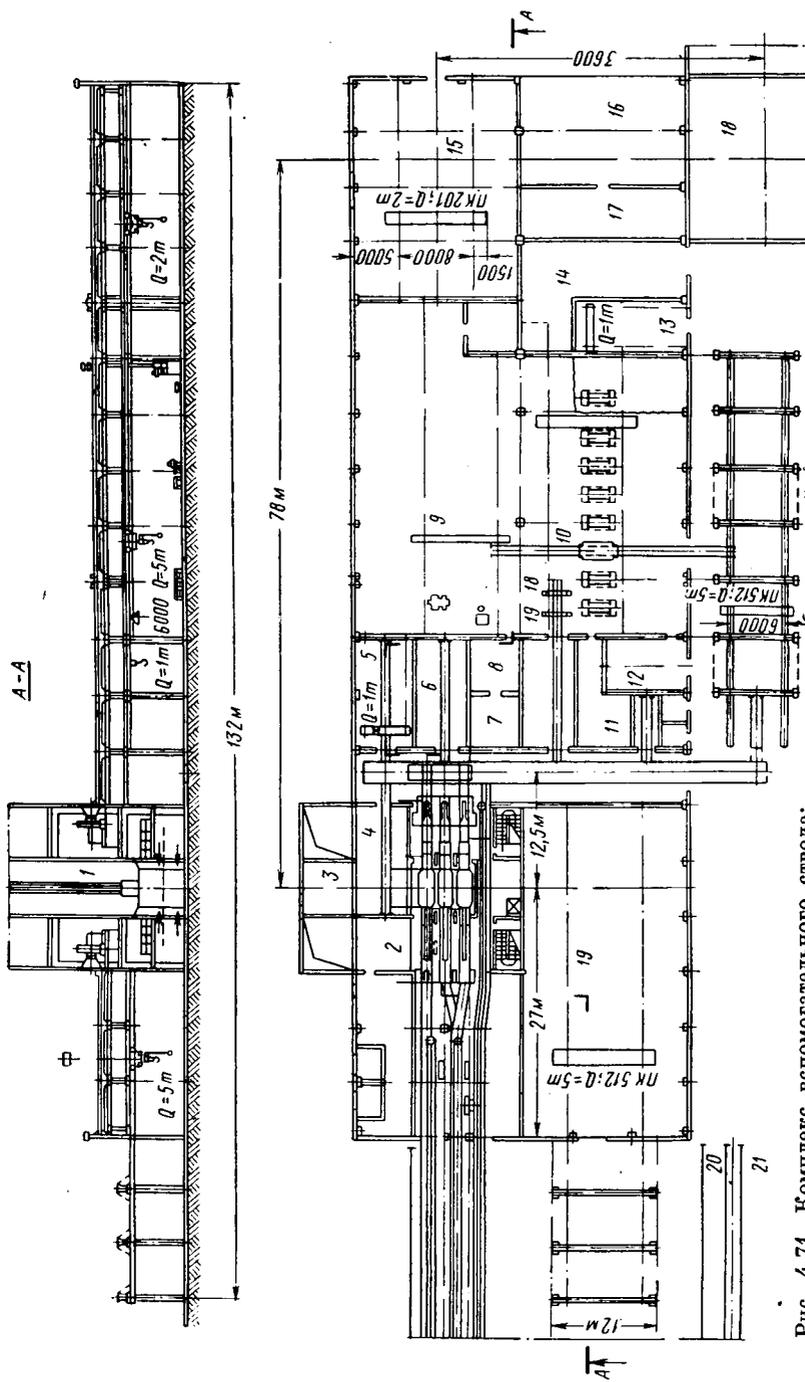


Рис. 4.71. Комплекс вспомогательного ствола:

- 1 — копер клетового ствола; 2 — пункты управления подъемными; 3 — контора складов; 4 — прообразовочная; 5 — склад пропильных материалов; 6 — анкумультаторная; 7 — служебное помещение; 8 — зарядная; 9 — электромеханические мастерские; 10 — участок ремонта вагонов; 11 — инструментальная кладовая; 12 — кузнечный участок; 13 — склад смазочных материалов; 14 — участок вулканизации; 15 — материальный склад; 16 — навес для хранения скипов; 17 — помещение для контрольно-измерительных приборов; 18 — главный ствол; 19 — склад Металлеской крепи и оборудования; 20 — подкрановый путь козлового крана; 21 — железнодорожный тушик лесного склада

Кольцевые откатки требуют больших размеров надшахтного здания и большого количества оборудования (тормоза, стопоры, гасители скорости), масса которого на отдельных шахтах достигает 100 т.

При тупиковой схеме вагонетка выталкивается из клетки, движется самотеком по наклонному пути и по инерции вкатывается на крутую горку, где останавливается и начинает двигаться

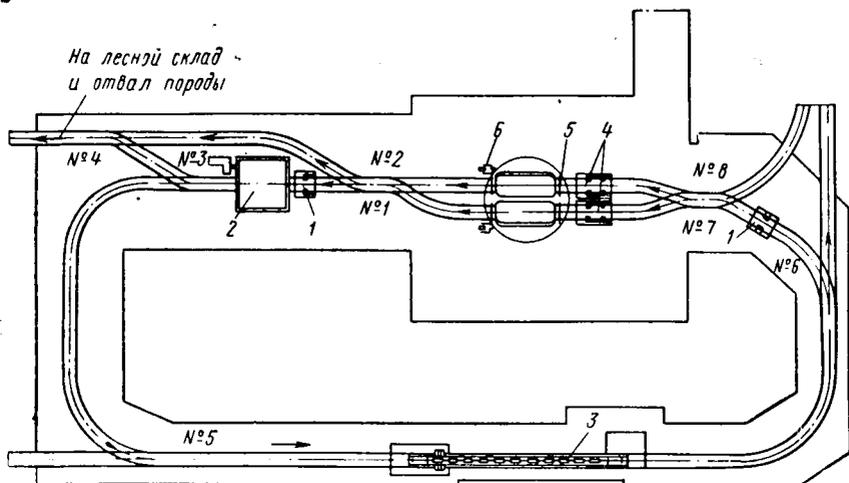


Рис. 4.72. Кольцевая схема откатки вагонеток в надшахтном здании:

1 — стопор задерживающий; 2 — опрокидыватель; 3 — компенсатор высоты; 4 — дозирующий стопор; 5 — ствольные двери; 6 — посадочное устройство; № 1—№ 8 — стрелочные переводы

в обратном направлении через переведенную стрелку к опрокидывателю или по другому назначению. Порожня вагонетка компенсатором поднимается на вторую горку и оттуда подается к клетке (рис. 4.74).

Тупиковые схемы занимают меньше места, чем кольцевые, однако и им присущи все недостатки самокатной откатки.

Комбинированные схемы (рис. 4.75) сочетают в себе элементы кольцевой и тупиковой схем с присущими им недостатками.

Для челноковых схем характерным является возвратно-поступательное движение вагонеток. При обмене вагонетки вкатываются в клетку с одной ее стороны и выкатываются без поперечного перемещения или поворота на закруглениях (рис. 4.76). Эти схемы имеют ряд серьезных недостатков (малая производительность, необходимость расположения откатки на верхней площадке и устройства грузоподъемника, наличие самокатного движения и др.) и в настоящее время не применяются.

При реконструкции небольших шахт, оборудованных клетевым подъемом для выдачи угля или породы, в отдельных случаях может оказаться целесообразным применение челноковой схемы

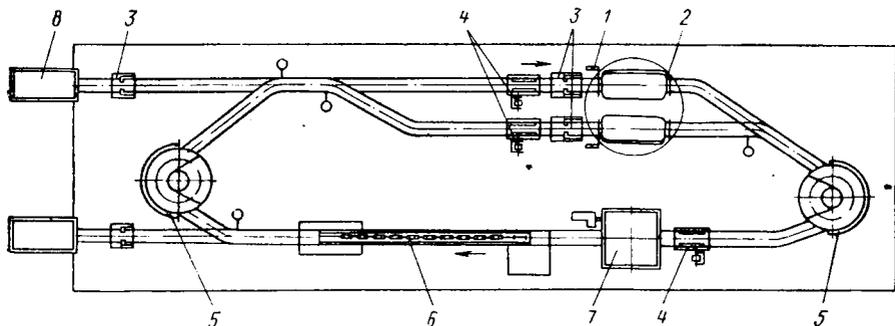


Рис. 4.73. Кольцевая схема откатки вагонок с поворотными платформами:

1 — посадочное устройство; 2 — ствольные двери; 3 — стопор задерживающий; 4 — тормоз путевой; 5 — поворотная платформа; 6 — компенсатор высоты; 7 — опрокидыватель; 8 — вспомогательный подъемник

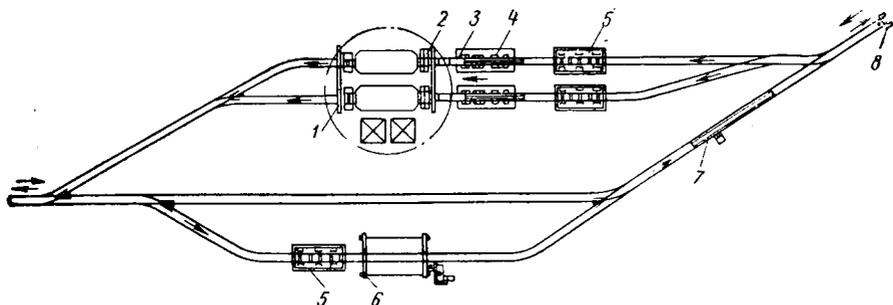


Рис. 4.74. Тупиковая схема откатки вагонок:

1 — ствольная предохранительная дверь; 2 — посадочные кулаки; 3 — толкатель верхнего действия; 4 — дозирующие стопоры; 5 — путевой тормоз; 6 — опрокидыватель; 7 — компенсатор высоты; 8 — буферный отбойник

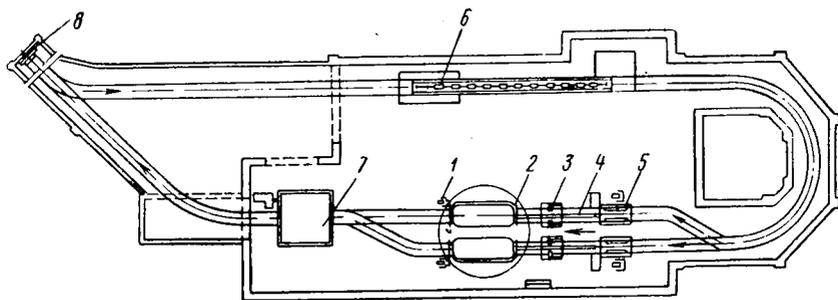


Рис. 4.75. Комбинированная схема откатки вагонок в надшахтном здании:

1 — посадочное устройство; 2 — ствольные двери; 3 — стопор задерживающий; 4 — толкатель вагонок; 5 — путевой тормоз; 6 — компенсатор высоты; 7 — опрокидыватель; 8 — буферный отбойник

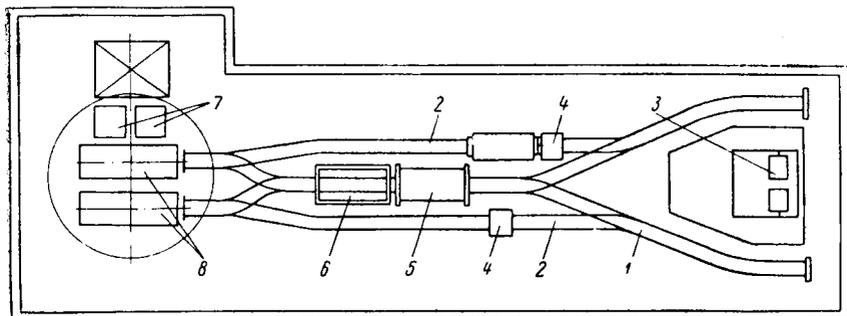


Рис. 4.76. Челноковая схема откатки:

1 — тупиковая горка; 2 — боковой путь; 3 — лебедка; 4 — захватывающая каретка; 5 — опрокидыватель; 6 — вспомогательный подъемник; 7 — скин; 8 — клеть

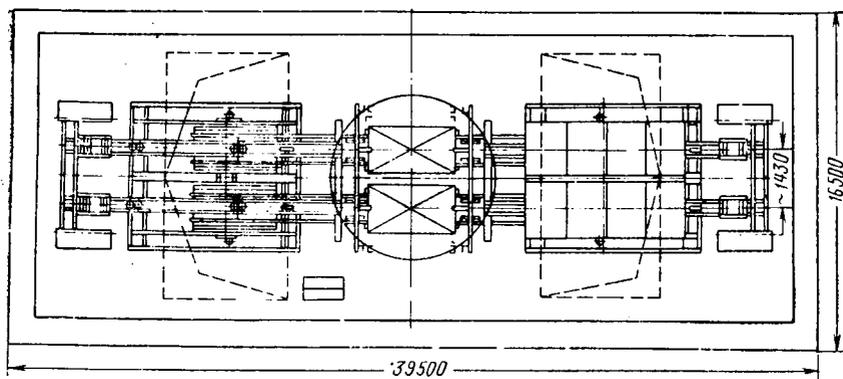
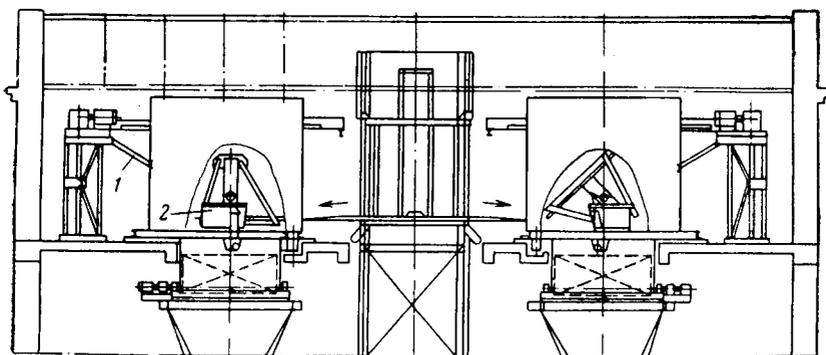


Рис. 4.77. Схема обмена и откатки вагонеток со стационарными опрокидывателями:

1 — толкатель верхнего действия; 2 — опрокидыватель

с двумя опрокидывателями, установленными по разные стороны одной и той же клетки и подачей вагонетки в опрокидыватель толкателем (рис. 4.77).

Установка клетки для обеспечения точного совпадения рельсов откаточных путей на приемной площадке с рельсами в клетке осуществляется при помощи специальных посадочных устройств. Различают два вида посадочных устройств — посадочные кулаки и качающиеся площадки.

Посадочные кулаки являются жестким посадочным устройством, фиксирующим положение головок рельсов в клетках точно на уровне головок рельсов в надшахтном здании. При этом посадочные кулаки полностью воспринимают вес клетки, а следовательно, разгружают подъемный канат. На многих старых шахтах посадочные кулаки имеют ручной рычажный привод.

В последнее время стали применяться кулаки с электрогидравлическим или пневматическим приводом, включенным в систему автоматического или дистанционного управления.

При подъемах трения, когда недопустима разгрузка каната от концевого груза, на надшахтных зданиях в качестве посадочных устройств применяются качающиеся площадки, устанавливаемые по обе стороны клетки. Когда площадки подняты (нерабочее состояние), клетка может свободно проходить. При опускании площадки в рабочее положение она специальными выступами («усиками») ложится на пол клетки и укрепленными на ней отрезками рельсов соединяет колею в клетке с рельсами в надшахтном здании.

Конструкция качающихся площадок первых конструкций с ручным управлением позволяет компенсировать разницу уровней головок рельсов в клетке и надшахтном здании до 440 мм.

Новые конструкции качающихся площадок с электрогидроприводом пригодны для установки на промежуточных горизонтах глубоких шахт, где вытяжка каната (а следовательно, и разница в уровнях головок рельсов) может достигать до 750 мм.

Компенсаторы высоты предназначаются для компенсации высоты, потерянной вагонеткой при движении самокатом. Они устанавливаются обычно на порожняковом пути между опрокидывателем и стволом.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили компенсаторы высоты, у которых рабочим органом является бесконечная цепь с толкающими кулаками, захватывающими вагонетку за ось.

При наличии на самокатных путях участков с увеличенными уклонами для ограничения скорости движения вагонеток устанавливаются гасители скорости. Гасители скорости снижают скорость движущихся по самокатным путям вагонеток. Они устанавливаются перед криволинейными участками пути, стрелочными переводами, перед задерживающими и дозирующими стопорами.

Гасители скорости представляют собой бесприводные механизмы пружинного или рычажного типа, в которых гашение скорости вагонетки происходит за счет сил трения.

В тех случаях, когда требуется плавное торможение до полной остановки вагонетки на самокатных путях, движущейся со скоростью до 3 м/с, применяются путевые тормоза. При наличии ормоза возможно накопление вагонеток на подходе к нему с последующим их пропуском по одной.

По принципу работы путевые тормоза аналогичны гасителям скорости, однако в отличие от них освобождение вагонетки от ормоза производится включением электрогидропривода.

Для фиксации положения и остановки вагонеток, движущихся на отдельных участках самокатных путей со скоростью до 1,2 м/с (например, на подходе к клетям и опрокидывателям), применяются задерживающие стопоры, конструкция которых более проста, чем путевых тормозов.

Из заблокированных между собой задерживающих стопоров, установленных на одной раме на определенном расстоянии друг от друга, комплектуются дозирующие стопоры, предназначенные для отделения вагонеток от партии, накопленной на самокатном склоне, при подаче их в клеть, опрокидыватель или на передвигающую платформу.

В схемах с принудительным движением дозирующие стопоры устанавливаются на горизонтальном участке пути приемной площадки и являются одновременно предохранительными перед летью.

В настоящее время все задерживающие и дозирующие стопоры выпускаются с электрогидроприводами.

Для механизации откатки и обмена вагонеток в клетях и опрокидывателях в надшахтных зданиях применяются толкатели нижнего и верхнего действия. Толкатели нижнего действия применяются с электрическим и пневматическим приводом. По характеру рабочего органа толкатели с электроприводом подразделяются на цепные, канатные и с самоходной тележкой.

Для передвижения одиночных вагонеток и нерасцепленных составов на большие расстояния (до 100—150 м) применяются анатные бескотлованные толкатели нижнего действия. Применяются также пневматические толкатели, представляющие собой механизмы прямого действия, не имеющие дополнительных передач между исполнительной и приводной частями.

Для разгрузки выдаваемых на поверхность шахтных вагонеток углем и породой применяются различные конструкции опрокидывателей. По способу разгрузки вагонеток опрокидыватели делятся на круговые, лобовые и боковые.

В настоящее время в угольной промышленности наибольшее распространение получили стационарные круговые опрокидыватели с электрическим приводом, которые предназначены для разгрузки одной или одновременно двух вагонеток.

Конструкция новых опрокидывателей позволяет пропускать через них также электровозы. Эти опрокидыватели оснащаются пневматическими и электрическими вибромашинами для очистки вагонеток и могут работать в автоматическом или дистанционном режиме без непосредственного участия обслуживающего персонала.

Для схем откатки с принудительным движением вагонеток в последние годы создан передвижной опрокидыватель с боковой разгрузкой.

Механизмы для обмена вагонеток (посадочные устройства, толкатели, гасители скорости, тормоза, стопоры) должны располагаться в непосредственной близости от ствола, работать в строгой последовательности со взаимной блокировкой. Лучшие условия эксплуатации и монтажа обеспечиваются при агрегатировании этих механизмов. Дальнейшим развитием принципа агрегатирования является создание комплексов оборудования для обмена вагонеток в клетях, включающих, кроме агрегатов, автоматические шахтные двери и клетевые стопоры, приводы стрелочных переводов и пульты управления.

Разработаны комплексы для обмена вагонеток с пневмоприводами, с катучими опрокидывателями, автоматический комплекс с турелями.

При проектировании новых шахт и реконструкции действующих следует ориентироваться на применение агрегатов и комплексов, позволяющих полностью механизировать и автоматизировать процесс обмена вагонеток.

Шахтные мастерские предназначены для производства только текущего ремонта и профилактического осмотра оборудования. Средний и капитальный ремонт производят в ЦЭММ и на рудо-ремонтных заводах.

Ремонтные мастерские включают следующие производственные участки: механический, электротехнический, кузнечный, электросварочный, вагонеток, КИП, сборно-разборочный, вулканизационный и пневмоинструмента (соответственно для шахт с пологими и крутыми пластами), ремонта средств автоматики. В мастерских имеются также кладовая, контора и нарядная.

Перед мастерскими предусматривается свободная площадка с твердым покрытием для производства работ вне здания.

Склады оборудования, крепей и материалов. Складское хозяйство шахты включает склады металлической крепи и оборудования, материальный, противопожарных и смазочных материалов.

Для шахт, обогатительных фабрик и производственных предприятий, размещаемых на одной промышленной площадке, проектируется объединенное складское хозяйство с общими подъездными путями и подъемно-транспортным оборудованием.

При проектировании складов лесных и крепежных материалов необходимо предусматривать складскую и транзитную формы поставок исходя из видов материалов, расстояния их доставки

с центральных баз угольных предприятий и складов-поставщиков и с учетом требований «Правил ведения складского хозяйства на базах и складах лесных и крепежных материалов предприятий МУП СССР». Для лесных крепежных материалов применяют в основном складскую форму поставок через центральные лесоразделочные базы, при этом крепежные материалы поставляются в полностью разделанном и подготовленном виде в пакетах (инвентарных стропконтейнерах).

В отдельных случаях на крупных шахтах можно предусматривать для снабжения ряда соседних шахт групповые шахтные склады лесных крепежных материалов с поточной переработкой древесины, ее штабелированием и хранением в подготовленном виде в пакетах (стропконтейнерах).

При снабжении лесными крепежными материалами через центральные лесоразделочные базы на шахте необходимо предусматривать склад текущего расхода крепежных материалов, объединенный со складом крепей и площадкой для разгрузки и хранения тяжелого оборудования.

На шахтных складах должны быть полностью механизированы операции по приемке, штабелированию, хранению и подаче к стволу шахты материалов и оборудования. Механизация перегрузочных и транспортных работ осуществляется применением козловых двухконсольных кранов грузоподъемностью не менее 10 т, оборудованных грузозахватными устройствами, крап-балки грузоподъемностью 5—10 т, автопогрузчиков со специальными захватами грузоподъемностью 3—5 т, монорельсовых установок и безрельсового транспорта для доставки грузов к стволу шахты.

Материальные склады предназначены для приема, хранения и выдачи инвентаря, инструментов, спецодежды, материалов и оборудования, которые должны храниться в закрытом отапливаемом помещении.

В складах металлической крепи и оборудования хранятся металлические стойки, верхняки, тумбы, запасные части и узлы тяжелого оборудования, которые требуют хранения в закрытом помещении.

В соответствии с Правилами безопасности на шахтной поверхности должны предусматриваться специальные склады противопожарных материалов.

Склады смазочных материалов предназначены для хранения и раздачи масел, расходуемых при эксплуатации шахтного оборудования.

Склады сыпучих материалов предназначены для хранения инертной пыли и цемента. В проектах последних лет, многие из которых уже осуществлены, предусматривается полная механизация разгрузки и погрузки сыпучих материалов. В комплект оборудования входят автоцементовозы и инвентарные металлические склады. Грузоподъемность цементовоза 8—11 т, подача

материалов в склад осуществляется компрессором автоцементовоза: цемент сжатым воздухом давлением $2,5 \text{ кгс/см}^2$ подается на высоту до 20 м. Разгрузка материала из склада производится винтовым разгрузателем.

В результате обобщения опыта проектирования и эксплуатации объектов вспомогательного назначения Донецким ПромстройНИИПроектом разработаны проектные предложения по объемно-

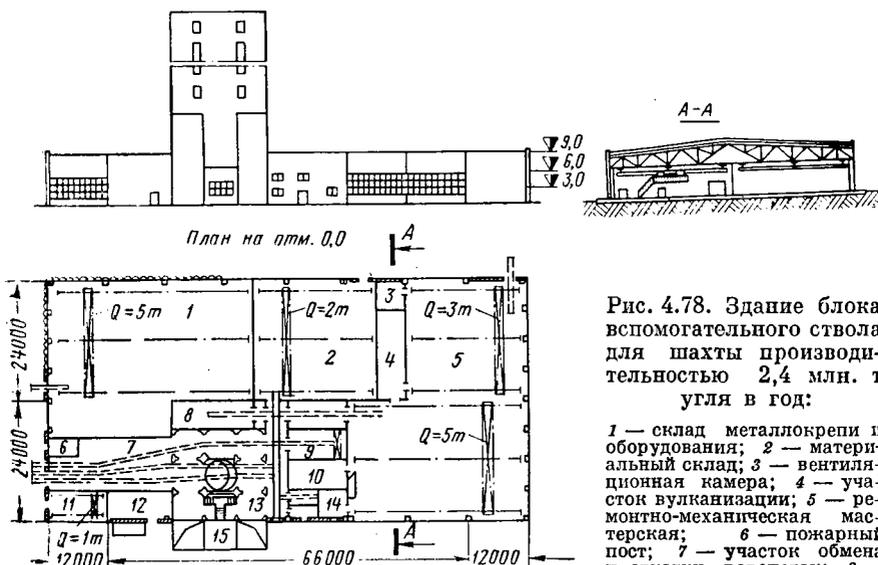


Рис. 4.78. Здание блока вспомогательного ствола для шахты производительностью 2,4 млн. т угля в год:

1 — склад металлокрепи и оборудования; 2 — материальный склад; 3 — вентиляционная камера; 4 — участок вулканизации; 5 — ремонтно-механическая мастерская; 6 — пожарный пост; 7 — участок обмена и откатки вагонеток; 8 — аккумуляторная; 9 — склад противопожарных материалов; 10 — инструментальная; 11 — склад ГСМ; 12 — электроподстанция; 13 — сливной пункт; 14 — служебное помещение; 15 — тепловыделитель.

планировочным и конструктивным решениям здания блока вспомогательного ствола применительно к шахте производительностью 2,4 млн. т угля в год (рис. 4.78).

Согласно действующей унификации объемно-планировочных и конструктивных решений блок вспомогательного ствола представляет собой одноэтажное здание (двухпролетное), прямоугольное в плане.

Складское хозяйство проектируемой шахты включает склады металлической крепи и оборудования, материальный, противопожарных и смазочных материалов. В блоке вспомогательного ствола размещаются также электроподстанция, проробразделочная и калориферная. Последняя при многоканатных подъемах располагается в башенном копре.

§ 4. Административно-бытовой комбинат

Административно-бытовой комбинат — это здание или группа блокированных зданий, предназначенных для размещения административных, производственных, бытовых, санитарно-гигиенических, медицинских и конторских служб и общественных организаций.

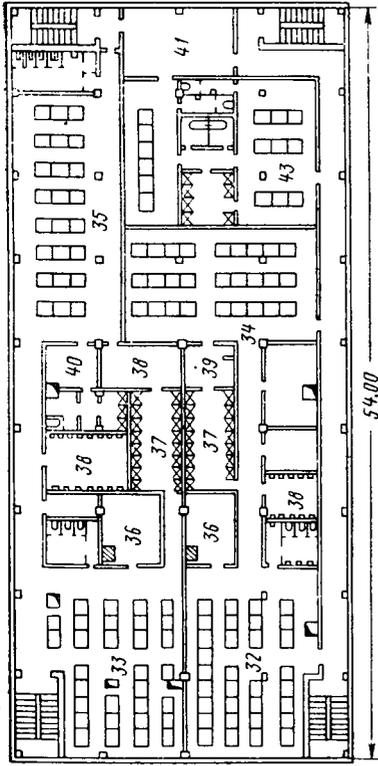
Бытовой комбинат с ежедневной стиркой рабочей одежды, мытьем, дезинфекцией обуви и касок и их сушкой, обслуживающий 3000 человек, представлен на рис. 4.79. Здание четырехэтажное с размерами в плане 24×90 м. На первом этаже размещается вестибюльная группа помещений с гардеробной для уличной одежды на 2160 человек, здравпункт, ламповая с мастерскими, респираторная, газоопределяющая, питьевая станция, буфет и прачечная с подсобными помещениями. На втором этаже расположены зал собраний, нарядные участки и руководства, гардеробная для домашней одежды подземных рабочих, зал одевания, душевые, санузлы, фотарии, зал раздевания и гардеробная-сушилка для прорезиненной одежды. На четвертом этаже расположены бытовые помещения для рабочих поверхности шахты и ИТР.

§ 5. Внешний транспорт, водоснабжение и канализация

При выборе вида транспорта угля с шахт на обогатительные фабрики, центральные углепогрузочные пункты, а также к близко расположенным постоянным крупным потребителям наряду с железнодорожным или автомобильным транспортом необходимо рассматривать варианты использования непрерывных видов транспорта (конвейерного, канатных подвесных дорог, гидротранспорта). Канатно-подвесные дороги применяются в условиях горной или сильно пересеченной местности, а гидротранспорт — в случае его органической связи с технологией добычи угля.

При применении железнодорожного транспорта схемы путевого развития углепогрузочных станций шахт сооружаются с учетом числа сортов отгружаемой продукции, технологии погрузки и принятой схемы погрузочного пункта, способа маневрового обслуживания подачи и уборки вагонов, наличия транзитных направлений и т. д. Число путей при бункерной погрузке принимается исходя из обеспечения времени погрузки маршрутного состава: для рядовых углей, отгружаемых в нерассортированном виде, отсевов и штыбов — не более 1,5 ч, для крупно-средних сортов — до 2 ч.

Для выгрузки поступающего оборудования и материалов на станциях предусматриваются маневровые вытяжки и специальные пути. Полезная длина погрузочно-разгрузочных путей определяется исходя из суточного грузооборота с учетом коэффициента неравномерности, равного 1,25.



План III этажа

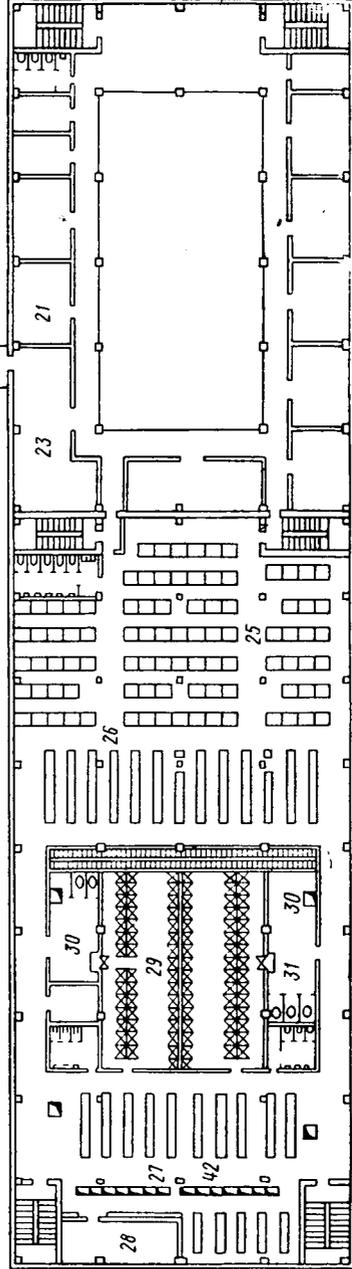
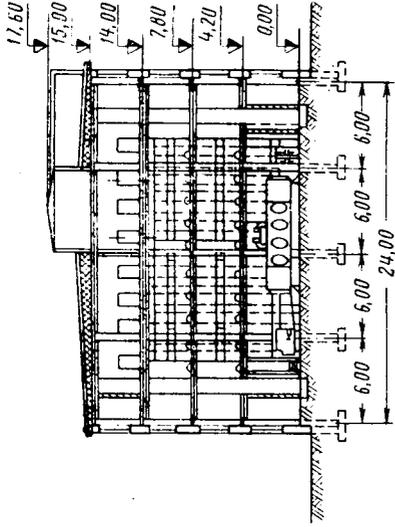


Рис. 4.79. Административно-бытовой комбинат пропускной способностью 3000 человек:

1 — вестибюль; 2 — мойка обуви; 3 — гардероб для верхней одежды; 4 — кабинеты врачей здравлунка; 5 — комната временного пребывания больных; 6 — ингаляторий; 7 — ламповая; 8 — мастерская ламповой; 9 — респиаторная; 10 — нитиевая станция; 11 — комната для хранения фляг; 12 — лари и замочные чаны; 13 — автоматизированная карусельная стиральная установка; 14 — терморрадиационная сушилка непрерывного действия; 15 — комбинкотовочные столы; 16 — ремонтная мастерская для одежды; 17 — механическая гардеробная

Станционные здания размещаются в местах, обеспечивающих обзор всей территории станции из помещения дежурного по станции или маневрового диспетчера. В случае невозможности такого размещения необходимо применять установки промышленного телевидения.

На промышленных предприятиях, как правило, предусматриваются хозяйственно-питьевой, противопожарный и производственный водопроводы. Хозяйственно-питьевой и противопожарный водопровод, как правило, низкого давления и только при недостаточно надежных источниках водоснабжения (одна скважина, ограниченный дебит и т. п.) может быть высокого давления.

Хозяйственно-питьевой водопровод должен обеспечивать также подачу воды в горные выработки для борьбы с пылью и пожарами. При остром дефиците питьевой воды по согласованию с органами санитарного надзора допускается использование для этих целей технической или шахтной воды при условии ее очистки до необходимого качества.

При выборе источников производственного водоснабжения используются шахтные воды, которые при необходимости предварительно очищаются.

Для предварительных расчетов укрупненный расход воды на 1 т добываемого и обогащаемого угля для шахт с механическим способом добычи принимается 0,14 л/т на хозяйственно-питьевые нужды и 0,2—0,3 л/т на орошение выработок.

На угольных шахтах существует несколько основных систем канализации шахтных вод: производственная, бытовая и ливневая. Шахтные воды максимально используются для технического водоснабжения шахт, но при нецелесообразности использования они частично или полностью выпускаются (после очистки) в водоемы. Для уменьшения количества воды, откачиваемой из шахты и сбрасываемой в водоемы, в соответствующих условиях необходимо предусматривать меры по сокращению притока воды в горные выработки до начала разработки месторождения и в период его эксплуатации.

При выборе технологической схемы очистки шахтных вод учитывается их количество, физико-химический состав и требования потребителей воды к ее качеству. Шахтные воды направляются в водоприемник по закрытому трубопроводу. Очистка шахтных вод от грубодисперсных примесей производится в горизонтальных или вертикальных отстойниках, прудах-осветлителях, фильтрах и других сооружениях. Емкость прудов-илонакопителей должна обеспечивать накопление осадка в течение всего срока службы шахты.

Ливневые воды с территории промышленной площадки шахты отводятся, как правило, открытыми лотками и каналами либо, при неблагоприятном рельефе местности, через закрытые сети.

§ 6. Генеральный план поверхности шахты

При проектировании генеральных планов поверхности шахты 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.

Генеральный план промышленной площадки угольной шахты должен создаваться с учетом рационального вскрытия месторождения и обеспечивать поточность технологического процесса и минимальные расстояния транспортирования угля до потребителя породы до отвалов.

Основные требования и принципы компоновки поверхности: рациональное расположение шахтных стволов, надшахтных сооружений, подъемных устройств как по горным условиям, так 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 ростых 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; к каждому объекту (блок, здание, сооружение на площадке) должен быть обеспечен подъезд по втородороге с твердым покрытием;

создание единого архитектурного ансамбля путем целесообразного размещения и взаимного сочетания участков промышленной площадки, предшахтной территории и прилегающих жилых и промышленных районов;

возможность расширения отдельных зданий путем резервирования у блоков участков, не входящих в пределы проездов или необходимые интервалы;

при невозможности оставления породы в шахте с укладкой ее выработанное пространство предусматривать экономичное ее размещение на поверхности вне пределов промышленной площадки (избегая устройства террикоников), использование пород для строительства дорог, планировки местности, устройства водохранилищ и для изготовления строительных материалов;

площадки для прудов шахтных вод и отвалов породы должны размещаться за пределами предприятий на непригодных для сельскохозяйственного производства землях, преимущественно

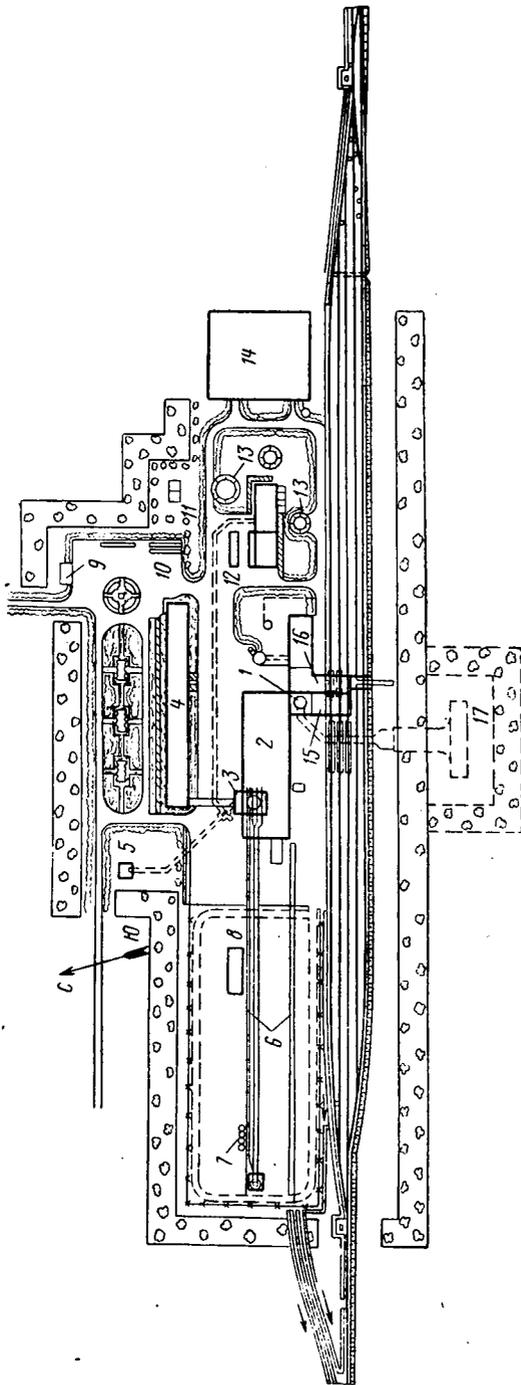


Рис. 4.80. Генеральный план поверхности:

1 — башня главного ствола; 2 — блок технологий и подъемов; 3 — башня вспомогательного ствола; 4 — административный комбинат; 5 — вентилятор кондиционирования воздуха; 6 — подкрановые пути; 7 — силосные склад для цемента и инертной пыли; 8 — крепежакладочный цех; 9 — павильон для пассажиров; 10 — стоянка для велосипедов и мотоциклов; 11 — грацирия; 12 — блок кондиционирования фильтратционных и насосных установок; 13 — резервуары; 14 — электростанция; 15 — пункт безбукерной погрузки угля; 16 — погрузочная станция канатной дороги; 17 — резервируемое место под главный вентилятор

а отметках ниже населенных мест и промышленных предприятий, соблюдением санитарно-защитной зоны, с учетом направлений господствующих ветров и др.;

расстояния от отвалов породы до зданий и сооружений должны назначаться не менее величины расчетной зоны сдвига отвала в соответствии с Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах;

запрещается располагать отвалы на участках выходов пластов при мощности наносов менее 5 м, также на подрабатываемых территориях, на которых возможны деформации поверхности земли (провалы, трещины и т. п.);

склады угля и породо-огрузочные пункты и другие объекты с интенсивным пылеобразованием должны располагаться от воздухозаборных сооружений шахты с подветренной стороны на расстоянии не менее 100 м;

склады лесных материалов должны размещаться на расстоянии не менее 80 м от воздухоподводящих стволов;

при отгрузке угля потребителям по железной дороге общего пользования при размещении промышленной площадки должно быть обеспечено удобное примыкание подъездных путей к ближайшей железнодорожной станции или к ближайшему подъездному железнодорожному пути, а при размещении объектов предприятия по обе стороны железнодорожной станции необходимо предусматривать переходы через пути;

вблизи административно-бытовых зданий необходимо предусматривать площадки для общественного и индивидуального транспорта;

прокладка инженерных сетей и коммуникаций должна производиться, как правило, вдоль автопроездов, параллельно основным зданиям преимущественно в общих проходных тоннелях и каналах.

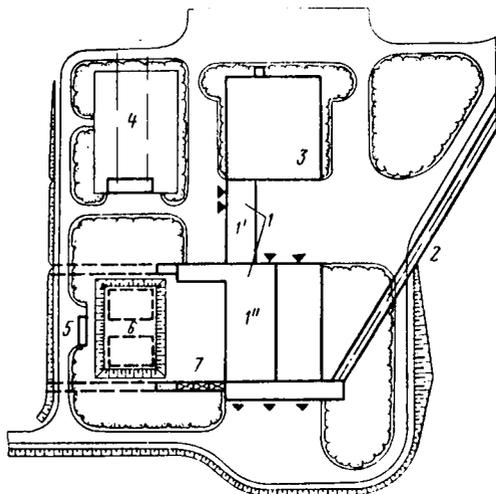


Рис. 4.81. Генеральный план шахты «Ильинская» № 1, п/о «Южкзбассуголь» (производственная мощность до 7,5 млн. т в год; марка угля — К):

1 — блок главного и вспомогательного стволов; 1' — надшахтное здание; 1'' — помещение для стоянки людских вагонеток; 2 — конвейерная галерея на ЦОФ; 3 — административно-бытовой комбинат; 4 — электроподстанция; 5 — насосная станция; 6 — противопожарные резервуары; 7 — копейерная галерея от устья главного ствола к надшахтному зданию

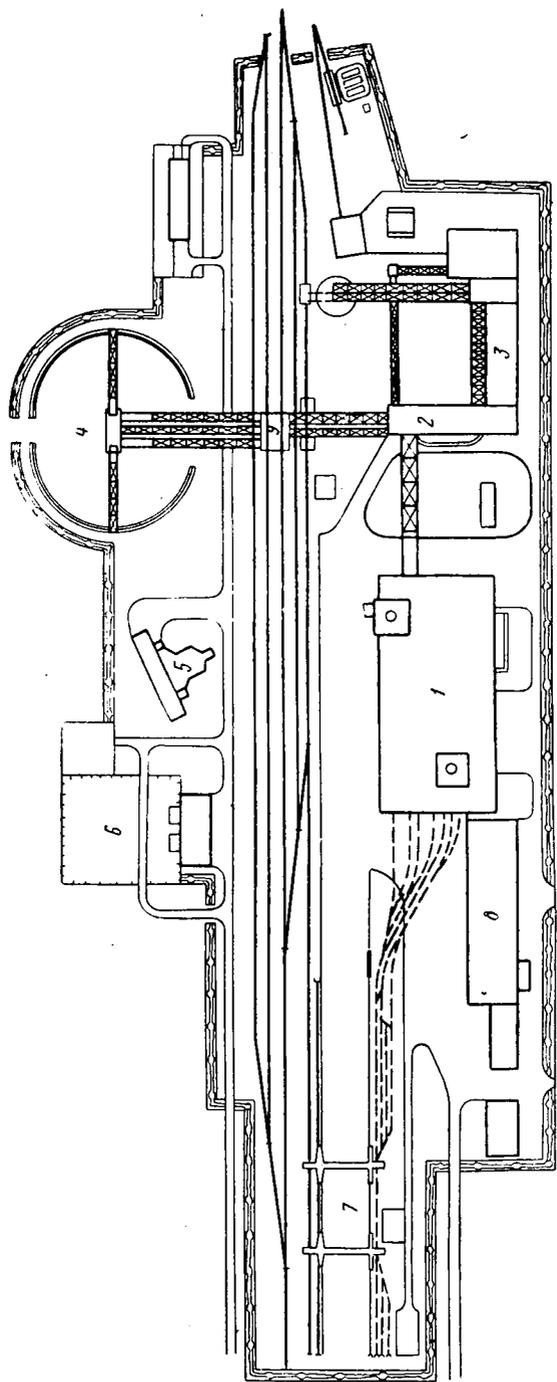


Рис. 4.82. Генеральный план промышленной площадки шахты «Ждановская-Кашитайная», ц/о «Шахтерскантрацит» (производственная мощность 3,6 млн. т в год; марка угля — ПА):

1 — блок главного и вспомогательного стволов; 2 — обогатительная установка; 3 — котельная; 4 — угольный склад; 5 — вентиляционная установка; 6 — электроподстанция; 7 — склад крепящих материалов; 8 — административно-бытовой комбинат; 9 — углепосуточный пункт

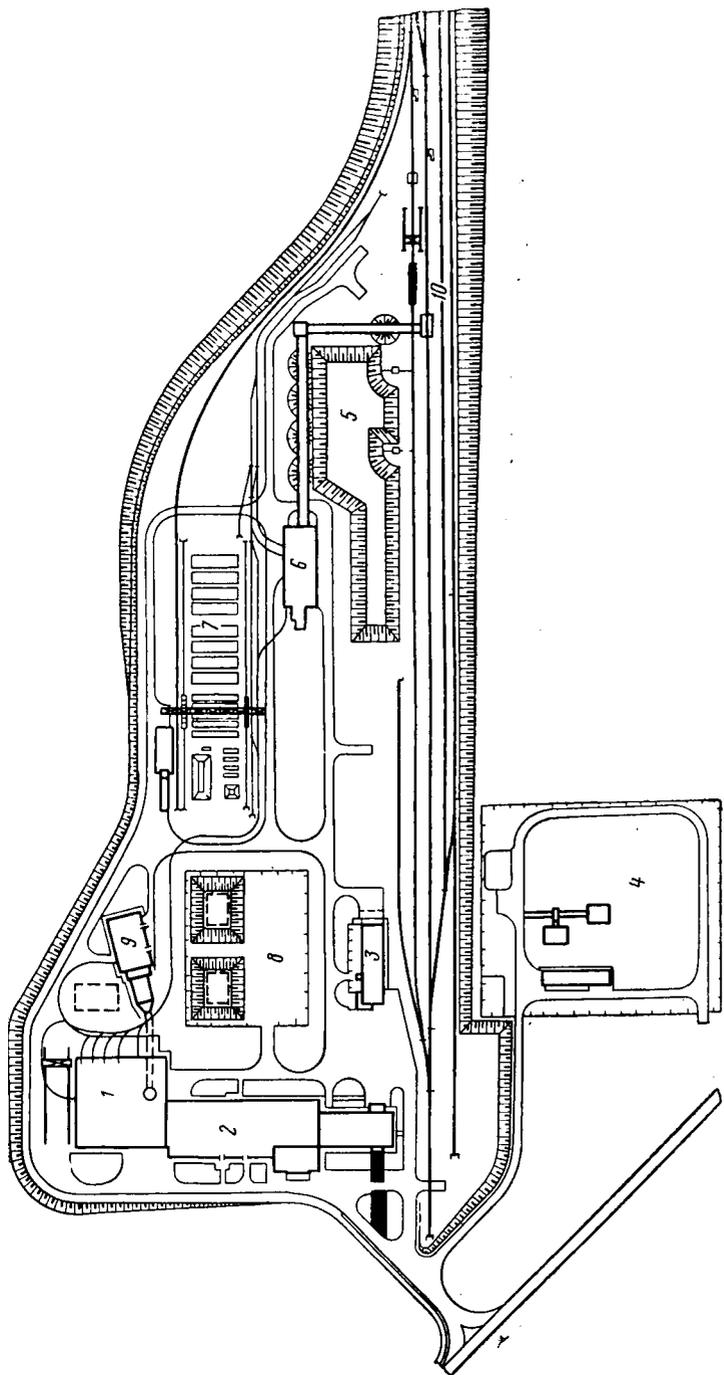


Рис. 4.83. Генеральный план промышленной площадки шахты «Новомиргородская», п/о «Александринуголь» (производственная мощность 1,4 млн. т в год; марка угля — Б):

1 — блок вспомогательного ствола; 2 — административно-бытовой комбинат; 3 — котельная; 4 — электроподстанция; 5 — угольный склад; 6 — блок главного ствола; 7 — склад крепких материалов; 8 — противопожарные резервуары; 9 — вентиляционная установка; 10 — углепозвучный пункт

необходимо предусматривать механизированную уборку территории и уход за зелеными насаждениями; территорию предприятий, как правило, ограждают живой изгородью из кустарников и деревьев, входящей в общую систему озеленения; заборы необходимо устраивать только вокруг территории склада крепких материалов, вакуум-насосной, открытой электроподстанции, складов ВВ и ГСМ;

отводы атмосферных вод с промышленных площадок должны осуществляться по уклонам автопоездов либо путем устройства закрытой ливневой канализации.

Выбор площадок для размещения шахт, шахтных стволов и связанных с ними сооружений поверхности определяется на основе сопоставления технико-экономических показателей комплексно проработанных вариантов вскрытия месторождений с учетом транспорта, планировки, водоснабжения, канализации, теплотехнического электроснабжения, условий освоения площадки и эксплуатации предприятия в составе промышленного узла.

На рис. 4.80—4.83 показаны генеральные планы промышленных площадок современных высокопроизводительных угольных шахт.

РАЗДЕЛ ПЯТЫЙ
ОСОБЫЕ СЛУЧАИ РАЗРАБОТКИ
ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава I
РАЗРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ
§ 1. Общие сведения

При больших расстояниях между пластами в свите разработку их можно вести в любой последовательности, при небольшом расстоянии выемка одного пласта существенно влияет на выемку другого. При выемке нижнего пласта произойдет смещение вышележащих пород и над ним возникает зона беспорядочного обрушения, которая затем переходит в зону прогиба пород с трещинообразованием, а выше этой зоны появится зона плавных прогибов. Таким образом, верхние пласты, если они попадут в эти зоны, будут подработаны. Такой порядок выемки называется выемкой с подработкой.

Следовательно, пласты считаются сближенными, если для рациональной разработки необходимо учитывать их совместное залегание.

Если выемку сближенных пластов начинают с верхнего пласта, то такой порядок называется выемкой с надработкой. Надработка может существенно влиять на выемку нижнего пласта. При недостаточном опережении между забоями этих пластов обрушение кровли в верхнем пласте может вызвать динамический удар по почве этого пласта, который обычно приводит к завалу лавы нижнего пласта.

Подработанный или надработанный пласт подвергается усиленной дегазации; будучи водоносным, легко осушается; на некоторое время освобождается от напряженного состояния, вызванного давлением вышележащих пород. Эти свойства используют для безопасной отработки пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа или горным ударам.

При разработке сближенных пластов, особенно при подработке, появляется опасность сдвижения горных пород, вызывающая завалы лав, деформацию выработок.

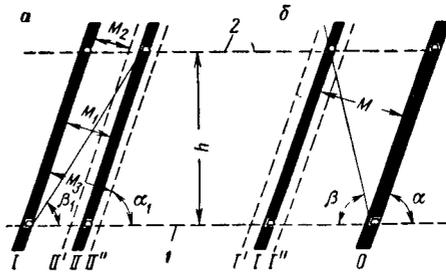


Рис. 5.1. Зоны влияния очистных работ при разработке крутых пластов:
а — при надработке; б — при подработке;
1 — откаточный горизонт; 2 — вентиляционный горизонт

При разработке сближенных пластов необходимо рассчитывать минимальную мощность междупластья, допускающую безопасную разработку подрабатываемого или надрабатываемого пласта и минимально допустимое опережение очистных работ.

Минимальную мощность междупластья рекомендуется определять по формуле А. А. Борисова

$$M_{\min} \geq \eta \frac{h_b - h_c}{k_{\text{ср}} - 1}, \text{ м,}$$

где η — коэффициент запаса;

h_b — вынимаемая мощность пласта, м;

h_c — предел свободного опускания основной кровли, м;

$k_{\text{ср}}$ — средний коэффициент разрыхления пород ($k_{\text{ср}} = 1,15 \div 1,25$).

Обычно коэффициент запаса достаточно принимать в пределах $\eta \geq 5 \div 7$, но при этом минимальную мощность междупластья не следует принимать при работе с полным обрушением кровли меньше чем $12 \div 15$ м.

Если работы ведутся с полной закладкой, то при условии качественного ее возведения минимальная мощность междупластья практически может быть сколь угодно малой.

Надрabотка нижнего крутого пласта (рис. 5.1, а) возможна, если угол падения α_1 надрабатанного пласта больше угла β_1 ,

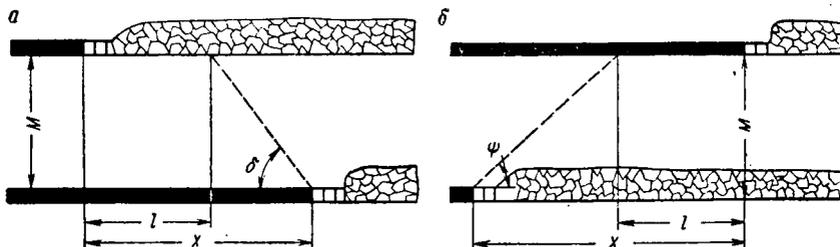


Рис. 5.2. Расчетная схема к определению опережения между забоями:

а — при надработке; б — при подработке

по которому возможно сдвигание пород почвы пласта I, при определенном отношении расстояния M между пластами и высотой этажа h . При расстоянии между пластами $M_2 < M_1$ влияние горных пород по пласту I скажется на вентиляционном штреке и верхней части этажа нижележащего пласта II'. При увеличении расстояния до $M_3 > M_1$ вентиляционный штрек на пласте II" окажется вне зоны надработки.

Таким образом, надработка нижнего пласта II произойдет при таком расстоянии между пластами M_1 , при котором удовлетворяется неравенство

$$M_1 < h \frac{\sin(\alpha_1 - \beta_1)}{\sin \beta_1}.$$

Подработка верхнего крутого пласта *I* нижним произойдет в случае (рис. 5.1, б), если расстояние между пластами удовлетворяет неравенству

$$M < h \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin \beta},$$

где β и β_1 — углы сдвижения пород.

Чтобы избежать случаев обрушения пород в рабочей части очистного пространства надрабатываемого пласта, необходимо по верхнему пласту создать достаточное опережение x (M) по простиранию (рис. 5.2, а), определяемое формулой

$$x = M \operatorname{ctg} \delta + l, \text{ м.}$$

Опережение во времени подсчитывают по формуле

$$t = \frac{1}{v} (M \operatorname{ctg} \delta + l), \text{ мес.}$$

где M — расстояние между пластами по нормали, м;
 v — месячная скорость подвигания очистного забоя, м;
 δ — угол сдвижения пород по простиранию, градус;
 l — запас опережения; принимается равным 40—50 м.

При подработке важно, чтобы очистные работы в подработанном пласте велись в зоне, где процесс сдвижения прекратился (рис. 5.2, б). Опережение x в этих условиях определяется по формуле

$$x = M \operatorname{ctg} \psi + l, \text{ м.}$$

и во времени

$$t = \frac{1}{v} (M \operatorname{ctg} \psi + l), \text{ мес.}$$

где ψ — угол полного сдвижения, градус.

Значения углов сдвижения для разных бассейнов, градус

| | Донецкий | Кузнецкий | Карагандинский | Кизеловский | Челябинский |
|--------------------|----------|-----------|----------------|-------------|-------------|
| δ | 85 | 75 | 70 | 85 | 65 |
| ψ | 60 | 55 | 60 | 50 | 60 |

Кроме создания опережений в пространстве и во времени на подрабатываемом пласте при управлении кровлей полным обрушением необходимо:

при разработке пластов тонких и средней мощности применять систему лава-этаж;

при разделении этажа на подэтажи охрану штреков производить buttoвыми полосами;

бремсберговые поля принимать по возможности большей длины;

при столбовых системах разработки уголь транспортировать на передний бремсберг с опережением верхнего подэтажа, что позволит не оставлять целики у бремсберга;

при разработке крутых пластов применять механизмы, обеспечивающие прямолинейность забоев;

при применении отбойных молотков длину уступа принимать возможно ббльшей, а опережение уступов — минимальным.

§ 2. Разработка пологих сближенных пластов

При разработке весьма сближенных пластов этажные штреки проводят по нижнему пласту (рис. 5.3). Просек параллельно отка-

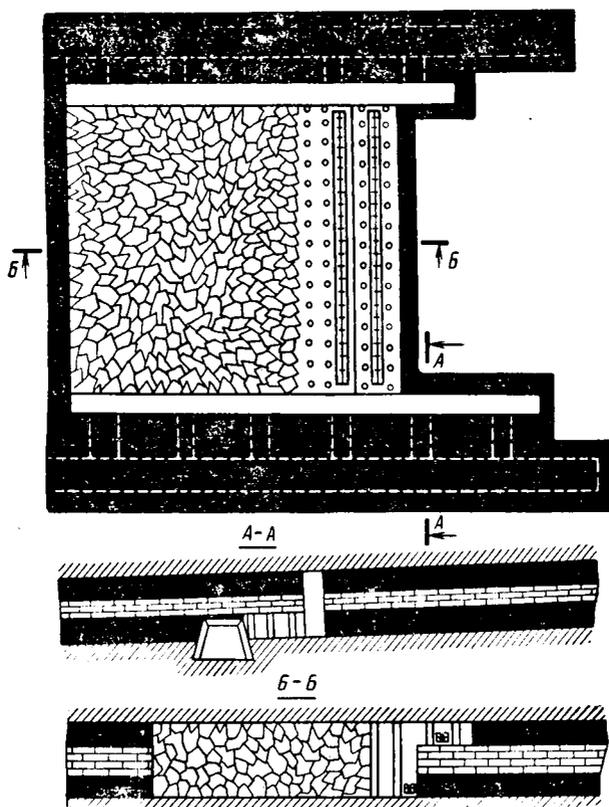


Рис. 5.3. Разработка двух весьма сближенных пологих пластов

точному штреку и разрезную печь проводят по общей мощности сближенных пластов, включая породы междупластья. Печи между откаточным штреком и просеком располагаются на нижнем пласте.

Выемку в лаве производят селективно. Сначала вынимают верхний пласт. После того как очистные работы на верхнем пласте опередят нижний на 3—4 м, буровзрывным способом отбивают породу междупластья, размещаемую в выработанном пространстве, и, наконец, тем же способом отбивают полезное ископаемое нижнего пласта и транспортируют к откаточному штреку.

При разработке сближенных пластов, когда порода междупластья не может быть размещена в выработанном пространстве (рис. 5.4), этажные штреки проводят также по нижнему пласту. Из этажных штреков к верхнему пласту через каждые 50—100 м проводят наклонные сбойки, от которых по верхнему пласту проводят пролеки (транспортный и вентиляционный).

Просеки сбивают разрезной печью, от которой начинают очистную выемку на верхнем пласте. После того как очистной забой на верхнем пласте отойдет на расчетное опережение, начинают очистную выемку из уже пройденной к этому времени разрезной печи нижнего пласта. Управление кровлей на обоих пластах может быть осуществлено способом полного обрушения или другими способами управления кровлей.

§ 3. Разработка крутых сближенных пластов

В отличие от пологих пластов, при разработке крутых сближенных пластов наряду с обрушением кровли в определенных условиях может обрушаться (сползать) почва, что затрудняет, и иногда делает невозможной разработку нижележащего пласта при малой мощности пород междупластья.

При небольшой мощности породы междупластья применяют систему выемки полосами по восстанию с полной самотечной закладкой выработанного пространства.

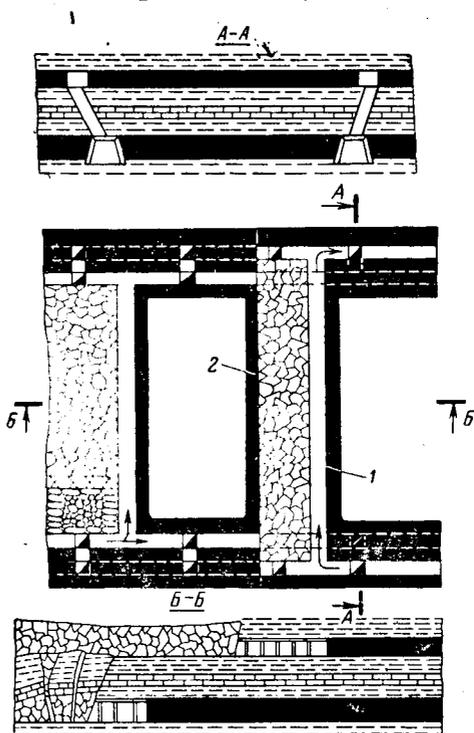


Рис. 5.4. Разработка двух сближенных пологих пластов:

1 — верхний слой; 2 — нижний слой

При разработке тонких сближенных пластов системами с обрушением кровли очистные работы верхнего пласта опережают нижний на 60—80 м. По нижнему пласту проводят этажные штреки, просек и промежуточные печи; по верхнему пласту — только просек, сбиваемый с соответствующим просеком на нижнем пласте наклонными сбойками по породе. Вентиляционный штрек нижнего пласта сбивают с верхним пластом квершлагами.

В ряде случаев применяют последовательную выемку крутых сближенных пластов: первоначально отрабатывается верхний пласт до границы шахтного поля, а затем обратным ходом отрабатывается нижний пласт.

Как правило, крутые сближенные пласты подготовляются и отрабатываются группами. При этом сильногазовые и водообильные пласты должны разрабатываться с отставанием по отношению к разработке других пластов.

Г л а в а II

РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВ, ПОДВЕРЖЕННЫХ ГОРНЫМ УДАРАМ

§ 1. Общие сведения

При определенном сочетании горно-геологических и горно-технических условий происходит мгновенное хрупкое разрушение отдельных предельно напряженных участков горного массива в форме горных ударов. Горные удары приводят к завалу горных выработок, перераспределению горного давления на площади до 1—3 км², сотрясению массива пород в радиусе до сотен километров от места удара.

Ярко выраженных признаков, предшествующих горным ударам, нет. Иногда перед ударом наблюдается увеличение горного давления, пучение почвы, замедление в опускании пород кровли, ослабление отжима угля; прослушиваются шумы в глубине массива и др. Эти признаки обычно появляются за несколько суток перед горным ударом.

Частота и интенсивность горных ударов возрастают с переходом горных работ на большие глубины и зависят от физико-механических свойств угля и боковых пород, мощности пласта и слоев кровли, геологических нарушений и способов выемки.

§ 2. Природа и механизм проявления горных ударов

При ведении горных работ происходят изменения в напряженном состоянии пород и возникает опорное давление, которое может вызвать динамическое явление — горный удар.

Наложение зоны опорного давления от подвигающегося уступа на зону опорного давления краевой части пласта создает условия неустойчивого равновесия, в которых совершается переход пласта

угля впереди выемочной машины в предельно напряженное состояние. Характер этого процесса зависит от соотношения скорости приложения дополнительных нагрузок и максимально возможной скорости передачи их в глубь массива угля за счет пластических деформаций.

Несмотря на то, что в зоне предельно напряженного состояния пласт угля претерпел существенное деформирование и разуплотнение, он тем не менее сохраняет способность к накоплению потенциальной энергии и выделению ее в форме горных ударов. Поэтому, хотя ширина зоны с предельно напряженным состоянием в очистных забоях достигает иногда 5—6 м, внедрение в краевую часть пласта даже на небольшую глубину сопровождается микроударами и толчками.

Горный удар — это хрупкое разрушение предельно напряженной части пласта угля (породы), прилегающей к горной выработке, возникающее в условиях, когда скорость изменения напряженного состояния в этой части превышает предельную скорость релаксации напряжений в ней.

В зависимости от интенсивности проявления горные удары подразделяются на четыре группы: стрельяние, толчки, микроудары и собственно горные удары.

Стрельяние проявляется в отскакивании от напряженного массива угольного пласта (пород) отдельных кусков, сопровождающемся резким звуком.

Толчок (горный удар внутреннего давления, глубинный горный удар) проявляется в разрушении пласта угля (породы) в глубине массива без выброса в горную выработку. Внешне толчок сопровождается звуком, сотрясением массива, появлением пыли, осыпанием угля (породы) со стенок выработки.

Микроудар проявляется в незначительном разрушении и выбросе угля в горную выработку без повреждения крепи, машин, механизмов. Он сопровождается резким звуком, образованием пыли и сотрясением массива, а на газоносных пластах — усилением газовыделения.

Собственно горный удар представляет собой быстро протекающее разрушение целика или частиц массива угля (породы) с выбросом значительного количества угля (породы) в подземные выработки и нарушением крепи, смещением и т. д. Удар сопровождается резким звуком, образованием большого количества пыли, воздушной волной и сотрясением массива горных пород.

§ 3. Предупреждение горных ударов

Основные способы обеспечения безопасности работ на шахтах, разрабатывающих пласты, подверженные горным ударам, сводятся к следующим:

своевременное выявление пластов, потенциально опасных по горным ударам, проектирование и строительство шахт с учетом удароопасности угольных пластов;

снижение горного давления на угольный пласт или на его участки путем опережающей отработки защитных пластов, ведения горных работ без оставления целиков, недопущения работ в зонах влияния целиков, оставляемых на соседних пластах, сокращения проведения выработок впереди очистных работ, исключения встречных и догоняющих забоев;

снижение способности краевых частей угольного пласта, прилегающих к выработкам, к упругому деформированию посредством изменения их физико-механических свойств путем бурения разгрузочных скважин, камуфлетными взрывами, нагнетанием воды;

защита людей и горных выработок от последствий горных ударов путем выкладки буютовых полос и костров, применения податливой металлической арочной или кольцевой крепи, установки податливых щитов, применения специального режима ведения горных работ;

управление процессом хрупкого разрушения угля для предотвращения вредного проявления горных ударов на основе подбора оптимальных способов и средств выемки угля, параметров и режима их применения, частичного снижения степени удароопасности краевой части пласта.

В конкретных условиях эти главные способы могут применяться в различных комбинациях. Например, при разработке одиночных пластов, опасных по горным ударам, рекомендуется применять сплошные системы разработки в варианте лава-этаж без оставления охранных целиков у горных выработок. Если же целики приходится оставлять, размеры их должны быть достаточно большими, равными по длине (перпендикулярно к выработке) 15—30-кратной мощности пласта.

Мощные пласты, склонные к горным ударам, разрабатывают наклонными слоями в нисходящем порядке с полной закладкой выработанного пространства. Толщина верхнего слоя должна быть минимальной.

Г л а в а III

РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВ, ОПАСНЫХ ПО ВНЕЗАПНЫМ ВЫБРОСАМ УГЛЯ И ГАЗА

§ 1. Общие сведения

Внезапными выбросами угля и газа называют динамические явления, возникающие при ведении горных работ и характеризующиеся быстрым (в течение нескольких секунд) разрушением призабойной части угольного пласта с выносом из зоны, расположенной в глубине пласта, в горную выработку больших масс угля

(до нескольких тысяч тонн) с одновременным выделением значительного количества метана или углекислоты (от нескольких сот до десятков тысяч кубических метров).

Внезапные выбросы угля и газа происходят в большинстве угольных бассейнов мира при ведении горных работ на глубине, превышающей 200—300 м. Интенсивность внезапных выбросов устанавливается по количеству выносимого из массива угля. По мере углубления горных работ, увеличения угла падения и мощности пласта интенсивность и частота выбросов повышаются.

Внезапные выбросы часто возникают в местах геологических нарушений угольных пластов и происходят в результате определенного соотношения величины горного давления, давления заключенного в угле газа и физико-механических характеристик угольного пласта. При разработке крутых пластов внезапному выбросу содействуют также и гравитационные силы (силы веса) нависающего угля.

Собственно внезапному выбросу предшествует подготовительная (начальная) стадия, в процессе которой происходит частичное разрушение угля. Это разрушение сопровождается гулом, ударами, треском, отскакиванием угля от забоя.

Для возникновения выброса необходимо совокупное влияние всех факторов, вызывающих это явление, поэтому ряд способов борьбы с выбросами основывается на исключении из всего комплекса одного или нескольких факторов.

§ 2. Опережающая разработка защитных пластов

Механизм защитного действия опережающей отработки защитных пластов для предотвращения внезапных выбросов угля и газа заключается в снижении горного и газового давления, увеличении газопроницаемости путем разгрузки и дегазации над- и подработанных пластов угля и пород.

Защитным считается такой пласт (пропласток, слой породы), отработка которого обеспечивает безопасность в отношении внезапных выбросов или других видов газодинамических явлений при ведении горных работ на соседнем склонном к выбросам угля и газа пласте (пластах) или в выбросоопасном слое породы. При слоевой отработке одиночного мощного пласта, склонного к выбросам угля и газа, первый обрабатываемый слой является защитным.

Если все пласты в свите являются склонными к выбросам, то в качестве защитного пласта принимается один из них, менее склонный к выбросам и перспективный с точки зрения защитного действия, который обрабатывается как одиночный пласт.

Пласты в свите могут разрабатываться в нисходящем, восходящем и смешанном порядке.

Защита склонного к выбросам угля и газа пласта в пределах всего этажа обеспечивается:

чадработкой при условии, что защитный пласт отработан и на вышележащем горизонте (рис. 5.5, а);
 двойной защитой (рис. 5.5, б);

подработкой при условии, что защитный пласт обрабатывается с опережением на один и более этажей (рис. 5.5, в);

восходящим порядком обработки этажей и пластов (рис. 5.5, г).

В остальных случаях защита склонного к выбросам угля и газа пласта на всю высоту этажа не обеспечивается (рис. 5.5, д, е). Участки a_1 характеризуются повышенной опасностью по внезапным выбросам, в особенности в ситуации, пока-

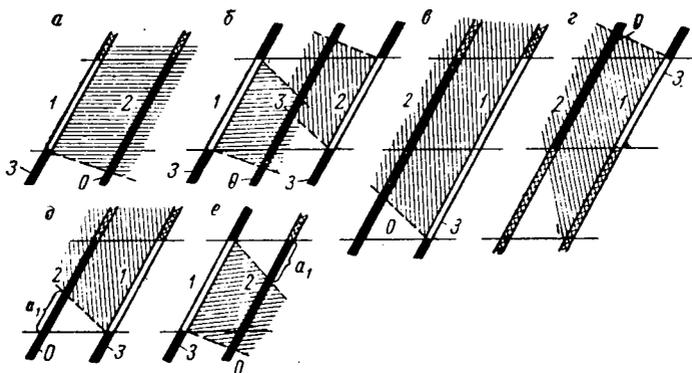


Рис. 5.5. Опережающая разработка защитных пластов:

1, 2, 3 — последовательность отработки пластов в свите; 0 — пласт опасный; 3 — пласт защитный

занной на рис. 5.5, д при подработке защитными пластами. На пластах крутого падения запрещается ведение горных работ в условиях частичной защиты по схеме рис. 5.5, д.

Отработка защитного пласта должна производиться без оставления целиков в выработанном пространстве. В исключительных случаях с разрешения технического директора производственного объединения допускается оставление целиков с обязательным нанесением их на планы горных работ и построением зон опорного давления.

Работы на пластах, склонных к выбросам угля и газа, в пределах защищенных зон допускается проводить без применения прогноза выбросоопасности и способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

При разработке пластов, используемых в качестве защитных, в том числе и пластов, склонных к выбросам, необходимо применять способы управления кровлей полным обрушением или плавным опусканием. Допускается управление кровлей полной или частичной закладкой выработанного пространства при условии, если эффективная мощность $m_{эф}$ окажется достаточной для обеспечения защиты в данных условиях.

На защитных пластах мощностью 0,5 м и менее, расположенных выше пластов, склонных к выбросам угля и газа, не допускается закладка выработанного пространства, оставление угольных и породных целиков, а также отбитой горной массы и специальной крепи. Построение защищенных зон производится в соответствии со схемами, представленными на рис. 5.6 и 5.7. Углы защиты и углы давления определяются по данным табл. 5.1.

Таблица 5.1

| Угол падения α , градус | Угол защиты, градус | | | | Угол давления, градус | | |
|--------------------------------|---------------------|------------|------------|------------|-----------------------|-------------|-------------|
| | δ_1 | δ_2 | δ_3 | δ_4 | φ_1 | φ_2 | φ_3 |
| 0 | 80 | 80 | 75 | 75 | 64 | 64 | 64 |
| 10 | 77 | 83 | 75 | 75 | 62 | 63 | 63 |
| 20 | 73 | 87 | 75 | 75 | 60 | 60 | 61 |
| 30 | 69 | 91 | 77 | 70 | 59 | 59 | 59 |
| 40 | 65 | 95 | 80 | 70 | 58 | 56 | 57 |
| 50 | 74 | 96 | 80 | 70 | 56 | 54 | 55 |
| 60 | 72 | 98 | 80 | 70 | 54 | 52 | 53 |
| 70 | 74 | 96 | 80 | 72 | 54 | 48 | 52 |
| 80 | 70 | 92 | 78 | 75 | 54 | 46 | 50 |
| 90 | 75 | 80 | 75 | 80 | 54 | 43 | 48 |

При отработке этажей без целиков или при оставлении межэтажных целиков (см. рис. 5.6) размером по падению менее величины $0,1l$ (l — зона опорного давления, определяемая из графика на рис. 5.8) за величину a принимается суммарная ширина выработанного пространства; при размерах целика более $0,1l$ за величину a принимается наклонная высота данного этажа.

При отработке защитного пласта (слоя) с закладкой выработанного пространства эффективная мощность $m_{\text{эф}}$ определяется по формуле

$$m_{\text{эф}} = Km_1,$$

где K — коэффициент, учитывающий компрессионные свойства закладочного материала ($K = 0,20$ при гидравлической закладке, $K = 0,35$ при других видах закладки).

Если известен коэффициент усадки закладочного материала K_y , то K определяется из выражения

$$K = 0,1 + K_y.$$

Размеры защищенной зоны в кровлю S_1 и почву S_2 определяются по формулам:

$$S_1 = \beta_1 \beta_2 S'_1;$$

$$S_2 = \beta_1 \beta_2 S'_2.$$

Таблица 5.2

| Глубина работ
H , м | Размеры защищенной зоны, м | | | | | | | | | | | | | | | |
|--------------------------|------------------------------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------------------------------|----|-----|-----|-----|-----|-----|--|
| | в кровлю S'_1 , | | | | | | | | в почву S'_2 , | | | | | | | |
| | при ширине выработки a^*) | | | | | | | | при ширине выработки a^*) | | | | | | | |
| | 50 | 75 | 100 | 125 | 150 | 175 | 200 | 250 | 50 | 75 | 100 | 125 | 150 | 200 | 250 | |
| 300 | 70 | 100 | 125 | 148 | 172 | 190 | 205 | 220 | 62 | 74 | 84 | 92 | 97 | 100 | 102 | |
| 400 | 58 | 85 | 112 | 134 | 155 | 170 | 182 | 194 | 44 | 56 | 64 | 73 | 79 | 82 | 84 | |
| 500 | 50 | 75 | 100 | 120 | 142 | 154 | 164 | 174 | 32 | 43 | 54 | 62 | 69 | 73 | 75 | |
| 600 | 45 | 67 | 90 | 109 | 126 | 138 | 146 | 155 | 27 | 38 | 48 | 56 | 61 | 66 | 68 | |
| 800 | 33 | 54 | 73 | 90 | 103 | 117 | 127 | 135 | 23 | 32 | 40 | 45 | 50 | 55 | 56 | |
| 1000 | 27 | 41 | 57 | 71 | 88 | 100 | 114 | 122 | 20 | 28 | 35 | 40 | 45 | 49 | 50 | |
| 1200 | 24 | 37 | 50 | 63 | 80 | 92 | 104 | 113 | 18 | 25 | 31 | 36 | 41 | 44 | 45 | |

* Если $a > 250$ м, то при определении величин S'_1 и S'_2 принимается $a = 250$ м.

где S'_1 и S'_2 — определяются из табл. 5.2;

β_1 — коэффициент, учитывающий мощность защитного пласта, при $m_{эф} \leq m_0$ $\beta_1 = \frac{m_{эф}}{m_0}$; при $m_{эф} > m_0$ $\beta_1 = 1$;

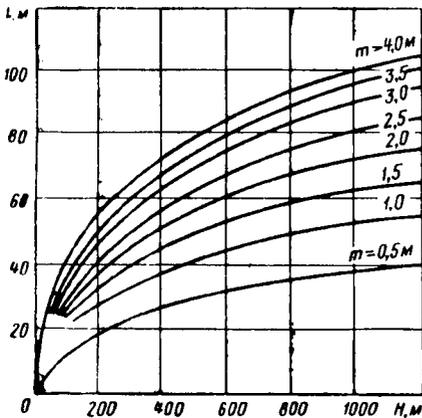


Рис. 5.8. График зависимости ширины l зоны опорного давления от глубины H разработки H

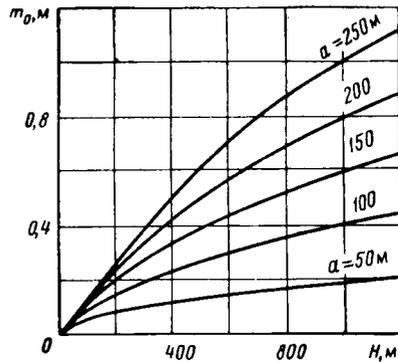


Рис. 5.9. График зависимости мощности критического значения защитного пласта m_0 от глубины H разработки H для различных величин суммарной ширины a выработанного пространства

$m_{эф} = m_0$ — если закладка выработанного пространства не производится;

m_0 — критическое значение *1 мощности защитного пласта (рис. 5.9);

β_2 — коэффициент, учитывающий процентное содержание песчаников η в породах междупластья, при $\eta \geq 50\%$ $\beta_1 = 1 - 0,4 \frac{\eta}{100}$; при $\eta < 50\%$ $\beta_1 = 1$.

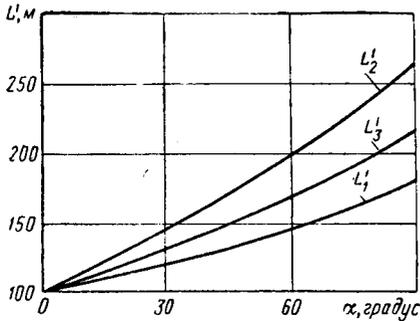


Рис. 5.10. График зависимости параметра L' от угла падения α пласта

Параметры L_1 , L_2 и L_3 , используемые в схемах рис. 5.6 и 5.7, определяются по формулам:

$$L_1 = \beta_1 L'_1;$$

$$L_2 = \beta_1 L'_2;$$

$$L_3 = \beta_1 L'_3;$$

где L'_1 , L'_2 и L'_3 определяются по рис. 5.10.

Участок 5 (см. рис. 5.6) может быть включен в зону, защищенную от внезапных выбросов, при выполнении следующих условий:

если произведена искусственная дегазация защищаемых пластов в пределах этого участка;

Таблица 5.3

| Условия разработки | Величина опережения | |
|---|--|---|
| | для предотвращения выбросов | для предотвращения других форм динамических явлений |
| Минимальное опережение:
b' при подработке
b' при надработке | h_1 , но не менее 20 м
h_2 , но не менее 20 м | |
| Максимальное опережение *
b_1 — при подработке:
схема рис. 5.18, а
схема рис. 5.18, б,
причем горные работы на защищаемом пласте ведутся частично в пределах зоны 4 | Не ограничивается | Не ограничивается |
| b_2 — при надработке:
схема рис. 5.18, а
схема рис. 5.18, б,
причем горные работы на защищаемом пласте ведутся частично в пределах: | Не ограничивается | Не ограничивается |
| зоны 4 (см. рис. 5.18)
зоны 5 (то же) | Не ограничивается
$b_2 = L_3 - 0,3h_2$ | $b_2 = L_3 - 0,3h_2$
$b_2 = L_3 - 0,3h_2$ |

* Максимальные опережения следует определять при отходе очистного забоя от разрезной печи на расстояние более $2L_1$.

*1 Если $a > 0,3H$, то при определении m_0 принимается $a = 0,3H$, но не более 250 м (H — глубина ведения горных работ на защитном пласте).

если получены положительные результаты контроля эффективности защитного действия.

Величины допустимых опережений b'_1 и b'_2 линией очистного забоя защитного пласта горных работ на склонном к выбросам пласте (см. рис. 5.7), приведены в табл. 5.3.

При диагональном (уступном) расположении очистных забоев на защитном и склонном к выбросам пластах в качестве границы очистной выработки защитного пласта (рис. 5.7) принимается

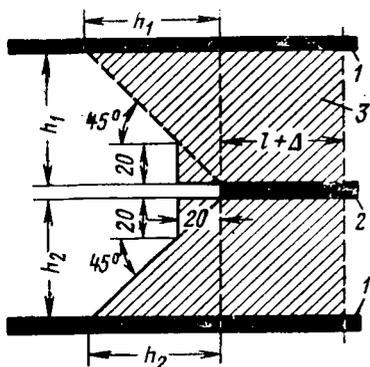


Рис. 5.11. Построение зоны влияния забоя защитного пласта на горные работы, проводимые на защищаемом пласте (l — размер зоны опорного давления на защитном пласте; Δ — расстояние между наиболее передовым и наиболее отстающим участками забоя защитного пласта):

1 — защищаемый пласт; 2 — защитный пласт; 3 — область влияния «створа»

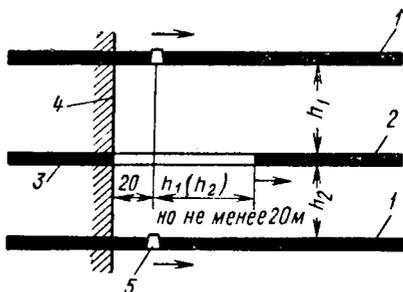


Рис. 5.12. Заложение разрезной печи на склонном к выбросам пласте у границы шахтного поля:

1 — защищаемый пласт; 2 — защитный пласт; 3 — барьерный целик; 4 — граница целика; 5 — разрезная печь

наиболее отстающий участок очистного забоя, а в качестве границы выработки склонного к выбросам пласта — наиболее передовой участок очистного забоя.

Переход «створа» очистного забоя на защитном пласте горными работами склонного к выбросам пласта, как правило, не разрешается.

В исключительных случаях (остановка очистного забоя защитного пласта вследствие его выклинивания или наличия геологического нарушения с разрывом сплошности, подхода к границе шахтного поля и т. п.) разрешается подход горными работами склонного к выбросам пласта к линии «створа» с очистным забоем защитного пласта и переход этой линии. Подход и переход «створа» осуществляется только при остановленном забое защитного пласта. В области влияния «створа», границы которой показаны на рис. 5.11, горные работы на склонном к выбросам пласте ведутся как на особо выбросоопасном участке.

У границ шахтного поля или охранных целиков угля прохождение разрезной печи (гезенка) на склонном к выбросам пласте

следует производить в защищенной зоне после развития горных работ на защитном пласте. Участок между разрезной печью и барьерным целиком следует обрабатывать очистным забоем от разрезной печи до границы целика с прогнозом выбросоопасности или применением способов предотвращения внезапных выбросов. Допускается начало работ по проведению разрезной печи на склонном к выбросам пласте при минимальных параметрах надработки (подработки), приведенных на рис. 5.12. В этом случае

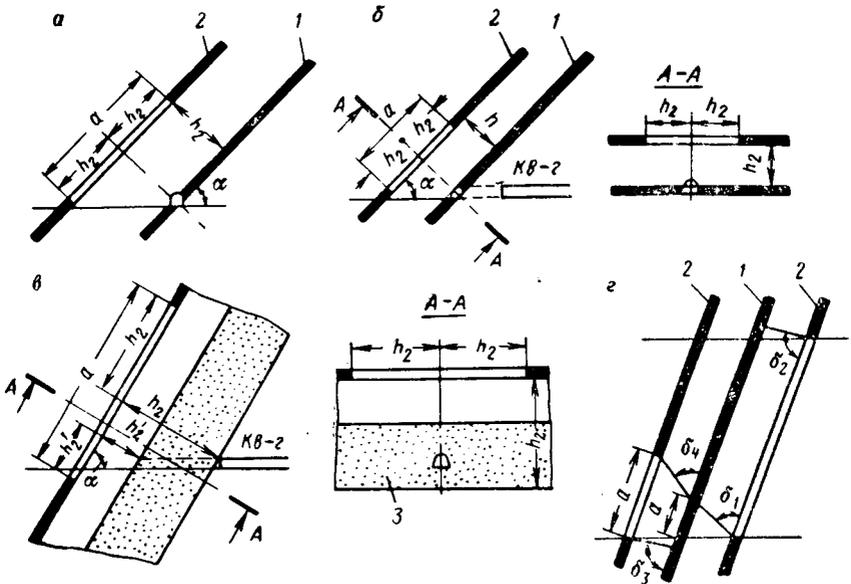


Рис. 5.13. Схема к определению параметров локальной защитной выемки: 1 — защищаемый пласт; 2 — защитный пласт; 3 — выбросоопасный слой песчаника

при проведении печи необходимо производить прогноз выбросоопасности.

В случаях, когда в конкретных условиях практикой ведения горных работ или методами контроля установлен эффект защитного действия при междуластьях, превышающих величины S_1 и S_2 , разработка склонных к выбросам пластов может производиться без применения способов предотвращения внезапных выбросов.

Для защиты выбросоопасных участков ограниченных размеров следует применять локальную выемку защитных пластов или породных пропластков.

Локальная выемка защитных пластов может применяться для защиты:

забоев подготовительных выработок, проводимых по выбросоопасным песчаникам или выбросоопасным пластам угля (рис. 5.13, а);

мест вскрытия выбросоопасных пластов угля и выбросоопасных слоев песчаника кварцшлагами (рис. 5.13, б, в);

участков a_1 пластов, склонных к выбросам (рис. 5.13, г).

Параметры локальной выемки защитных пластов определяются в соответствии со схемами рис. 5.13, на которых в качестве примеров показана локальная надработка. В случае подработки размер защитной выемки определяется аналогичным образом. Локальную выемку целесообразно применять, когда расстояние между защитным пластом и защищаемым объектом не превышает 30 м.

Учет влияния целиков и краевых частей на различных пластах свиты производится построением зон повышенного горного давления (зон ПГД) на пласт, склонный к выбросам угля и газа.

Для усиления эффекта защитного действия искусственную дегазацию защищаемого пласта, склоного к выбросам, осуществляемую в зонах разгрузки, следует производить:

при надработке защитными пластами, расположенными на расстояниях $h_2 < 0,6S_2$;

при надработке защитными пластами мощностью менее 0,5 м;

при локальной защите мест вскрытия пластов, склонных к выбросам, кварцшлагами.

Маркшейдерская служба шахты обязана систематически наносить на планы горных работ защищенные, незащищенные зоны и зоны повышенного горного давления. Главный маркшейдер должен своевременно уведомлять главного инженера шахты о входе горных работ в зоны повышенного горного давления или незащищенные зоны, а также о выходе из этих зон.

§ 3. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов

Вскрытие угольных пластов ниже глубин, в которых перед вскрытием прогнозом установлены опасные значения показателей выбросоопасности, должно производиться с применением способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа и учетом обработки четырехметровой зоны за контуром вскрывающей выработки, а также мероприятий по обеспечению безопасности рабочих.

Если перед вскрытием пластов прогнозом установлены неопасные значения показателей выбросоопасности:

выбросоопасные и угрожаемые пласты могут вскрываться без применения способов предотвращения внезапных выбросов взрывными работами в режиме сотрясательного взрыва;

невыбросоопасные пласты могут вскрываться без применения способов предотвращения внезапных выбросов взрывными работами в режиме, установленном для сверхкатегорных по газу шахт.

Если прогноз выбросоопасности перед вскрытием не осуществляется:

выбросоопасные и угрожаемые пласты должны вскрываться с применением способов предотвращения внезапных выбросов и мероприятий по обеспечению безопасности рабочих;

невыбросоопасные пласты могут вскрываться без применения способов предотвращения внезапных выбросов взрывными работами в режиме сотрясательного взрывания.

Работы по вскрытию пластов производятся в следующей последовательности: приближение забоя выработки к пласту; обнажение пласта; пересечение пласта; удаление (отход) от пласта.

При вскрытии квершлагами тонких крутых пластов обнажение и пересечение пласта должны производиться за одно взрывание. При приближении забоя выработки к пласту производится его доразведка и определение выбросоопасности. Способы предотвращения внезапных выбросов применяются при обнажении, пересечении и удалении от пласта.

Вскрытие пропластков мощностью 0,1—0,3 м производится в режиме сотрясательного взрывания без применения прогноза и способов предотвращения выбросов. При мощности таких пропластков более 0,3 м вскрытие производится с соблюдением требований, предъявляемых к угольным пластам, склонным к внезапным выбросам угля и газа.

§ 4. Вскрытие выбросоопасных угольных пластов стволами и квершлагами

Перед началом проходки вертикального ствола должна быть выполнена предварительная разведка всей пересекаемой стволом толщи пород до нижней проектной отметки ствола. Разведочная скважина должна быть пройдена в контуре ствола или отстоять от него на расстоянии, не превышающем диаметра.

В сложных условиях залегания пластов, а также при наличии тектонических нарушений производится бурение двух разведочных скважин на всю глубину ствола. В углубляемых стволах при вскрытии мощных пластов дополнительная разведка пересекаемой стволом толщи пород выполняется бурением разведочных скважин за 10 м до предполагаемого места встречи с мощным пластом, считая по нормали. В случае нарушенного залегания пород должно быть пробурено не менее трех разведочных скважин. Все скважины бурятся за контур ствола под углом 45° к его оси и располагаются в ближайшем к пласту секторе величиной 180°.

При вскрытии стволами склонных к внезапным выбросам пластов в Донбассе допускаются взрывные работы без специальных способов предотвращения внезапных выбросов при условии, если пласт будет пересечен на всю мощность за одно взрывание. Вскрытие пластов стволами, проходимыми способом бурения, может производиться без применения способов предотвращения внезапных выбросов с выполнением мероприятий по безопасности

бурения. Могут применяться способы предотвращения внезапных выбросов с бурением дегазационных скважин и с возведением каркасной крепи.

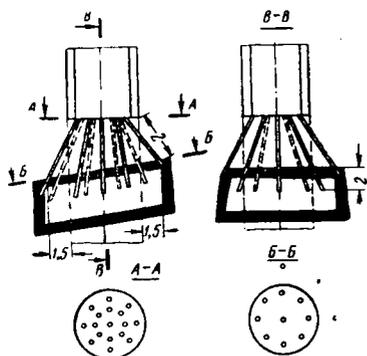


Рис. 5.14. Схема расположения дегазационных скважин малого диаметра при обнажении выбросоопасного пологого или наклонного пласта стволом

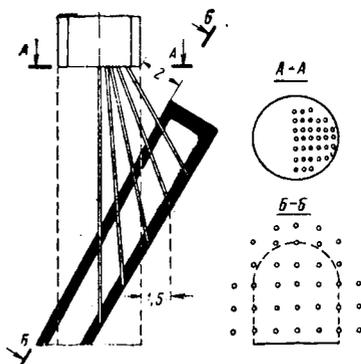


Рис. 5.15. Схема расположения дегазационных скважин малого диаметра при обнажении выбросоопасного круглого пласта стволом

При вскрытии пластов стволами должны применяться: при обнажении пласта — дегазационные скважины малого диаметра, при пересечении пласта — скважины большого диаметра.

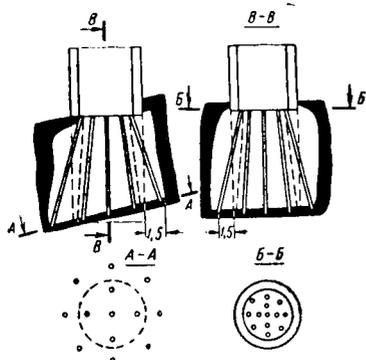


Рис. 5.16. Схема расположения скважин большого диаметра при пересечении выбросоопасного мощного пологого пласта стволом

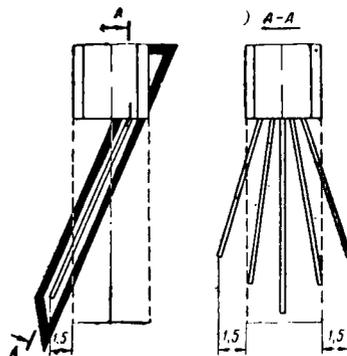


Рис. 5.17. Схема расположения скважин большого диаметра при пересечении выбросоопасного круглого пласта стволом

Дегазационные скважины малого диаметра при обнажении пласта должны располагаться по следующим схемам:

при вскрытии пологого и наклонного пласта — по схеме, приведенной на рис. 5.14;

при вскрытии крутого пласта — по схеме, приведенной на рис. 5.15.

Скважины большого диаметра при пересечении пласта должны располагаться по следующим схемам:

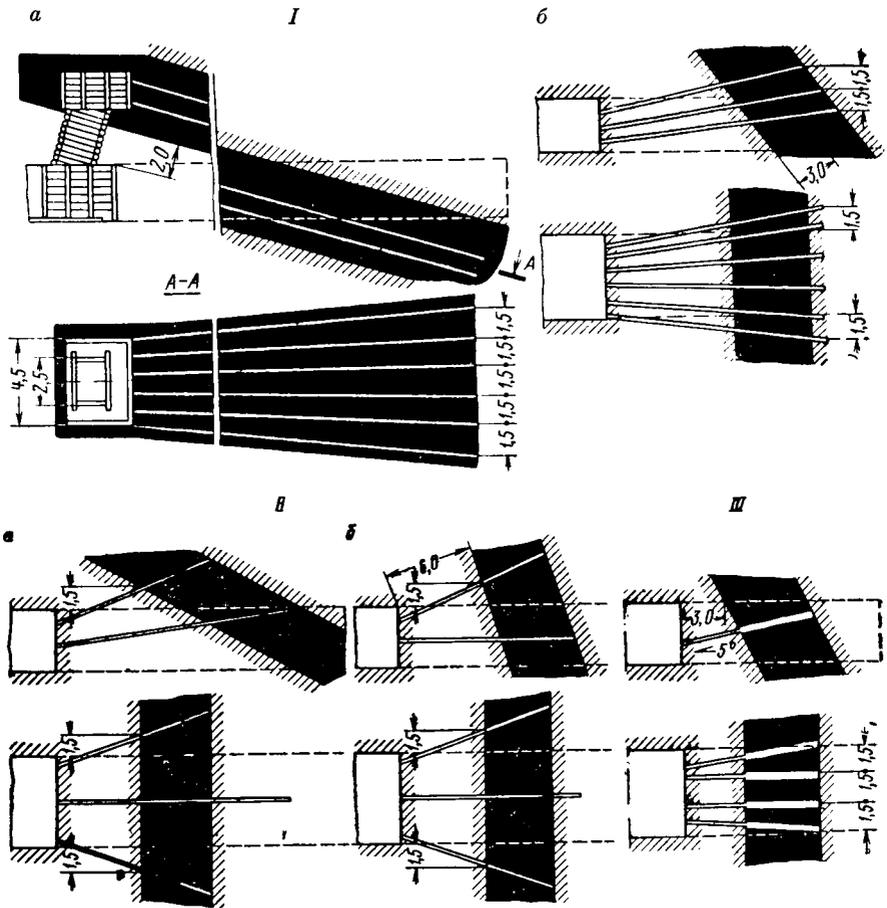


Рис. 5.18. Технологические схемы вскрытия выбросоопасных пластов:

I — дегазация опережающими скважинами; *II* — увлажнение; *III* — гидровывание опережающих полостей; *а* — пологий пласт; *б* — крутой пласт

при вскрытии мощного пологого пласта — по схеме, приведенной на рис. 5.16;

при вскрытии крутого пласта — по схеме, приведенной на рис. 5.17.

При пересечении мощных крутых пластов дегазационные скважины располагаются несколькими рядами.

Каркасная ограждающая крепь из металлических стержней или труб, зацементированных в скважинах, должна опережать

забой ствола не менее чем на 2 м. Свободные концы крепи заделываются в бетонную крепь ствола.

При вскрытии крутых пластов каркасная крепь может возводиться не по всему периметру ствола, а только в месте его пересечения с пластом.

При вскрытии пластов квершлагами для предотвращения внезапных выбросов угля и газа предусматриваются (рис. 5.18): дегазация пласта скважинами;

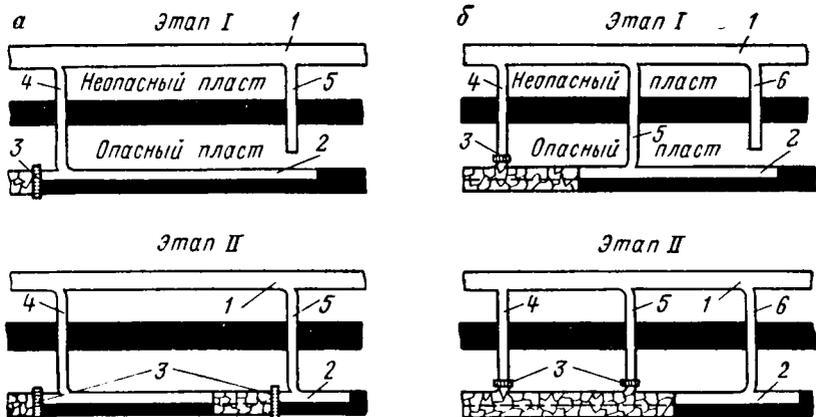


Рис. 5.19. Сбойка промежуточного квершлага с откаточным штреком при вскрытии мощного пологого пласта:

а — при отработке пласта на задний квершлаг; б — то же, на передний квершлаг; 1 — полевой штрек; 2 — откаточный штрек; 3 — перемычки; 4, 5, 6 — квершлага

- гидрорыхление угольного пласта;
- увлажнение угольного массива;
- гидровывывание опережающих полостей;
- применение ограждающего каркаса.

До вскрытия пластов квершлагами и другими выработками за пределами околоствольного двора должна быть пройдена вентиляционная сбойка по соседнему пласту или по породе и осуществлено проветривание за счет общешахтной депрессии.

При мощных крутых пластах, в которых перед вскрытием установлены опасные значения показателей выбросоопасности, взрывные работы применяются лишь для удаления породной пробки.

Пересечение таких пластов должно производиться с помощью отбойных молотков или проходческим комбайном после выполнения способов предотвращения внезапных выбросов. Пересечение нарушенного мощного пласта, сложенного слабым неустойчивым углем, должно производиться при помощи отбойных молотков.

Вскрытие промежуточными квершлагами крутых пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, в защищенных зонах и путем сбойки с предварительно проведенным по пласту штреком или гезенком производится без применения способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Сбойка промежуточных квершлагов крутых пластов с заранее проведенной выработкой может производиться по одной из схем, изображенных на рис. 5.19.

§ 5. Способы предотвращения внезапных выбросов

Незащищенные угольные шахтопласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа, должны разрабатываться с применением способов предотвращения внезапных выбросов. Способы делятся на региональные и локальные.

Региональные способы предназначаются для предварительной обработки угольного массива впереди очистных и подготовительных забоев и осуществляются через скважины, пробуренные из заранее проведенных подготовительных выработок.

Локальные способы предназначаются для обработки призабойной части угольного массива и осуществляются из очистных или подготовительных забоев.

К региональным способам предотвращения внезапных выбросов угля и газа относятся дегазация и увлажнение угольных пластов.

К локальным способам предотвращения внезапных выбросов угля и газа относятся: гидрорыхление угольного пласта; гидротжим угольного пласта; низконапорное увлажнение угольного пласта; гидровывывание опережающих полостей; образование разгрузочных пазов и щелей; бурение опережающих скважин; торпедирование призабойной части угольного пласта.

Во всех случаях применения способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа должен осуществляться контроль эффективности применения этих способов.

На незащищенных шахтопластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, должны применяться, как правило, региональные способы.

При невозможности осуществления региональных способов должны применяться локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

§ 6. Региональные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа на незащищенных пластах

Дегазация незащищенных (неразгруженных) склонных к внезапным выбросам угольных пластов скважинами, пробуренными из подготовительных выработок, может быть применена как при столбовых, так и при сплошных системах разработки, если имеется

достаточное опережение лавы подготовительной выработкой. Эффективность дегазации зависит от схемы расположения скважин, расстояния между ними, продолжительности дегазации и способности пласта к газоотдаче. Восходящие скважины в среднем на 20—50% эффективнее нисходящих.

Схемы и технология дегазации незащищенных склонных к внезапным выбросам угольных пластов скважинами принимаются в соответствии с «Руководством по дегазации угольных шахт».

Дегазация незащищенных склонных к внезапным выбросам угля и газа пластов производится до снижения газоопасности угля на 25% ниже величины газоносности, соответствующей глубине, начиная с которой осуществляется прогноз выбросоопасности пластов в данном бассейне или месторождении.

Если дегазацией не удастся снизить газоопасность угля до указанного предела, по согласованию с МакНИИ (ВостНИИ) производится дополнительно увлажнение пласта через дегазационные скважины или применяются локальные способы предотвращения внезапных выбросов.

Контроль эффективности применения дегазации для снижения выбросоопасности пластов производится при проведении подготовительных выработок путем замеров начальной скорости газовыделения и выхода бурового штыба по длине контрольных штуров.

Увлажнение склонных к внезапным выбросам угольных пластов осуществляется через длинные скважины впереди подготовительных и очистных забоев. Герметизация скважин осуществляется шланговыми герметизаторами или цементно-песчаным раствором.

При плохой смачиваемости угля необходимо произвести его гидрофилизацию посредством добавок к воде поверхностно-активных веществ. Оценку способности углей, склонных к внезапным выбросам пластов к увлажнению, необходимо производить по специальной методике ИГД им. А. А. Скочинского.

Для уменьшения сопротивления жидкости, создаваемого содержащимся в угле газом, необходимо производить предварительную дегазацию пласта с последующим использованием для увлажнения дегазационных скважин.

Для увлажнения угольных пластов необходимо бурить скважины диаметром 42—100 мм по одной из схем параллельно-одиночного расположения скважин. Выбор схемы расположения скважин производится в каждом отдельном случае в зависимости от системы разработки, высоты этажа, порядка отработки пластов и участков.

Наиболее рациональной является такая схема, при которой из ранее проведенного вентиляционного штрека бурятся скважины по падению пласта на всю высоту этажа.

При выемке пластов, характеризующихся переменным углом падения или имеющих большую наклонную высоту этажа, бурение

нисходящих скважин может производиться последовательно из вентиляционного и подэтажных штреков.

На пологих пластах при большой наклонной высоте этажа возможно применение схемы расположения скважин, при которой их бурение производится по простиранию пласта из наклонных выработок, оконтуривающих выемочный участок.

Если при проведении подготовительных выработок или при ведении очистной выемки выявляются неувлажненные зоны, необходимо провести дополнительную обработку этих зон.

Основные параметры увлажнения угольных пластов:

средняя влажность угля на увлажняемом участке пласта W , %;

норма прироста влажности угля на увлажненном участке пласта ΔW , %;

количество подаваемой в одну скважину воды на 1 т увлажняемых запасов q , м³/т;

количество воды, которое нужно подать в скважину, Q , м³.

Длина скважин определяется размерами выемочного поля (блока). Нисходящие скважины должны буриться с таким расчетом, чтобы конец скважины находился на 5 м ниже отметки откатного или промежуточного штреков. При наличии заранее проведенных выработок скважина не добурируется до выработки на величину 10—15 м.

§ 7. Локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа

Основными параметрами локальных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа в подготовительных и очистных забоях являются глубина обработки призабойной части пласта (l , м) и величина неснижаемого опережения ($l_{н.о}$, м), которые находятся между собой в следующей зависимости:

$$l = l_{н.о} + bn,$$

где n — допустимое число выемочных циклов;

b — величина подвигания забоя выработки за один цикл выемки угля, м.

Величина неснижаемого опережения определяется по формуле

$$l_{н.о} = km\sqrt{b},$$

где m — мощность угольного пласта, м;

k — коэффициент, зависящий от степени опасности шахтопласта (участка), скорости подвигания забоя, времени выемки пласта за один цикл и других факторов.

Для конкретных условий k может изменяться от 0,5 до 2 и устанавливается институтами МакНИИ и ВостНИИ на основе экспериментальных работ.

Гидрорыхление угольного пласта. Гидравлическая обработка призабойной части угольного пласта в режиме рыхления (гидрорыхления) применяется в очистных и подготовительных выработках на пластах тонких и средней мощности, если обеспечивается: бурение и герметизация скважин на заданную глубину; поступление воды в угольный пласт или отдельные его пачки.

Низконапорное увлажнение угольных пластов применяется в подготовительных выработках мощных пластов и осуществляется через передовую скважину, пробуренную по оси выработки или через барьерные скважины, пробуренные по бокам выработки из специальных ниш.

Гидроотжим пласта может применяться в очистных и подготовительных забоях пластов тонких, средней мощности и мощных, за исключением восстающих выработок с углом подъема более 25° .

Гидровывывание опережающих полостей. Основным условием, определяющим область применения опережающих полостей, является наличие в пласте пачек нарушенного угля с коэффициентом крепости не более 0,6. Нарушенные пачки, по которым создаются полости, должны иметь мощность не менее 5 см.

Гидровывывание опережающих полостей может применяться:

в штреках на пологих и наклонных пластах любой мощности, а также на крутых пластах при применении дополнительных мер по креплению нависающего угольного массива;

в подготовительных выработках, проводимых снизу вверх на пологих пластах любой мощности, и на наклонных пластах, если выработка проводится у кровли пласта.

При применении гидровывывания опережающих полостей возможно проведение выработок комбайнами или с помощью отбойных молотков. Взрывная отбойка угля допускается только в штреках при условии заполнения полостей инертным материалом.

Образование разгрузочных пазов и щелей. Разгрузочные пазы в пишах на пологих пластах образуются в кутках и ориентируются в направлении подвигания лавы или под небольшим к нему углом ($5-10^\circ$). Глубина пиши на момент выбуривания разгрузочного паза не должна превышать 1,6 м.

В штреках крутых пластов два разгрузочных паза ориентируются под углом не более $5-10^\circ$ к направлению проведения выработки: один выбуривается в нижнем кутке (у подошвы), а второй — в верхнем кутке выработки.

В очистных забоях с потолкоуступной формой в верхнем кутке каждого уступа выбуривается один разгрузочный паз, ориентированный под углом $5-10^\circ$ к направлению подвигания забоя.

Образование разгрузочных щелей во вмещающих породах. Способ может применяться при проведении выработок смешанными забоями комбайнами избирательного действия и буровзрывными работами.

При проведении выработки комбайнами величина неснижаемого опережения разгрузочной щели должна составлять в боках выработки не менее 0,6 м от наиболее широкой части выработки в черне и не менее 1 м в направлении проведения выработки (рис. 5.20). Выемка породы должна производиться в направлении от кровли выработки к угольному пласту. При этом ширина щели не ограничивается. Между угольным пластом и разгрузочной щелью должен оставаться предохранительный породный слой толщиной не менее 0,5 м.

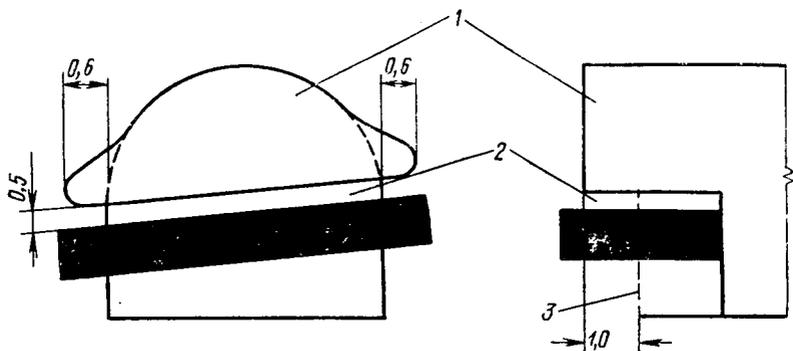


Рис. 5.20. Схема проведения выработок по выбросоопасному угольному пласту смешанным забоем комбайнами избирательного действия:

1 — разгрузочная щель; 2 — предохранительный слой; 3 — контур заходки

При проведении выработок буровзрывным способом разгрузочные щели могут образоваться во вмещающих породах путем выбуривания их специальными установками. Неснижаемое опережение разгрузочных щелей в боках выработки остается таким же, как и при проведении выработок комбайнами. Величина неснижаемого опережения в направлении проведения выработки может быть уменьшена до 0,6 м. Ширина щели должна быть не менее 0,02 м.

После выбуривания над или под угольным пластом разгрузочной щели производится разрушение угольного и породного забоя буровзрывным способом за один прием.

Бурение опережающих скважин применяется в подготовительных и очистных выработках при радиусе эффективного влияния скважин не менее 0,7 м. Число скважин и схемы их расположения устанавливаются таким образом, чтобы обеспечивалась разгрузка и дегазация пласта.

В подготовительных выработках разгрузка и дегазация пласта должны обеспечиваться в сечении выработки и за ее контуром: на пластах тонких и средней мощности — на 4 м, на мощных пластах — на 2 м.

Торпедирование призабойной части угольного пласта может применяться на пологих пластах тонких и средней мощности

в подготовительных и очистных выработках. Взрывание зарядов ВВ производится в скважинах диаметром не более 80 мм, длиной 7—20 м. Неснижаемое опережение торпедированных скважин должно составлять не менее 5 м. Скважины бурят с таким расчетом, чтобы ширина обработанной зоны по бокам выработки составляла не менее 4 м. Число скважин определяется радиусом их эффективного влияния ($R_{эф}$); расстояние между скважинами не должно превышать $2R_{эф}$. Радиус эффективного влияния торпедированной скважины устанавливается по изменению скорости газовыделения из контрольных скважин.

§ 8. Требования к разработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа

На вскрытие, проведение подготовительных выработок и ведение очистных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, должен быть составлен проект в соответствии с «Инструкцией по составлению проектов вскрытия и подготовки выемочных участков, подготовки очистных забоев, паспортов управления кровлей, проведения и крепления подземных выработок» (§ 36 ПБ) и «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа» (М., «Недра», 1977).

На основании проекта должен быть разработан паспорт на вскрытие, проведение подготовительной выработки и ведение очистных работ.

В паспорте должны быть приведены:
метод прогноза выбросоопасности;

обоснование выбора и параметры способа предотвращения внезапных выбросов, а также метод контроля эффективности его применения;

схема и технология способа предотвращения внезапных выбросов;

мероприятия по обеспечению безопасности рабочих.

Зоны влияния целиков и краевых частей угольного массива соседних пластов, зоны тектонических нарушений, а также опасные зоны, установленные прогнозом при отработке вышележащего горизонта, указываются на плане горных работ.

При применении сплошной системы разработки на незащищенных склоных к внезапным выбросам пластах забой откаточного штрека должен опережать очистной забой (считая от первого уступа лавы или нижнего сопряжения лавы со штреком или печью) не менее чем на 100 м. Просеки (нижние печи) должны опережать очистной забой не менее чем на 20 м.

На пологих пластах допускается проведение откаточного штрека по углю одним забоем с лавой. Отставание подрывки породы в откаточном штреке не должно превышать 8 м.

Подготовка и система разработки выбросоопасного одиночного пласта должны, как правило, предусматривать возможность применения подсыживания исходящей вентиляционной струи.

Заложение полевых выработок должно предусматриваться на расстоянии не менее 5 м от выбросоопасных пластов, считая по нормали. По согласованию с МакНИИ (ВостНИИ) разрешается заложение полевых выработок на меньшем расстоянии.

На шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, устанавливается четырехсменный режим работы с выделением специальной смены для выполнения локальных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Проведение горизонтальных подготовительных выработок на склонных к внезапным выбросам пластах должно производиться комбайновым способом, способом выбуривания и буровзрывным способом. В отдельных случаях выемка угля может производиться отбойными молотками.

Наклонные выработки на тонких пластах с углами падения более 10° должны проводиться, как правило, в направлении сверху вниз. Наклонные выработки могут проводиться снизу вверх с применением комбайнов и нарезных машин без постоянного присутствия людей в наклонной выработке.

В аварийных случаях разрешается проведение наклонных выработок в направлении снизу вверх отбойными молотками с локальными способами предотвращения внезапных выбросов угля и газа и контролем эффективности их применения.

Проведение горизонтальных выработок и выработок с углом подъема до 25° может производиться гидромониторами с дистанционным управлением.

Выемка угля в очистных забоях пологих и наклонных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, должна производиться преимущественно струговыми установками или узкозахватными комбайнами. Очистная выемка должна производиться, как правило, без ниш. Допускается выемка угля в нишах и кутках лав выбуриванием, взрывным способом или отбойными молотками.

Выемка угля на крутых пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, должна производиться лавами по падению с применением щитовых агрегатов, а также лавами по простиранию с применением комбайнов с дистанционным управлением без оставления магазинных уступов. В отдельных случаях допускается оставление магазинных уступов, но при этом длина комбайновой части лавы должна составлять не менее 80% общей длины лавы.

На мощных крутых пластах допускается применение отбойных молотков и взрывных работ по согласованию с ВостНИИ.

Применение отбойных молотков при потолкоуступной или почвоуступной форме очистного забоя на незащищенных пластах допускается с разрешения технического директора объединения.

При потолкоуступной форме очистного забоя расстояние между ступами не должно превышать 3 м для пластов мощностью до 1 м и 4 м на пластах мощностью более 1 м.

Разрешается выемка крутых пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, щитовыми агрегатами с электроприводом. При этом пусковая аппаратура должна быть установлена на вежей струе воздуха.

На исходящей струе воздуха должна применяться пневмоэнергия.

Управление кровлей в очистных забоях пластов, склонных к внезапным выбросам, должно производиться полным обрушением, полной закладкой выработанного пространства или плавным пусканием без оставления специальной крепи в выработанном пространстве.

Допускается при неустойчивых боковых породах применение пособия управления кровлей удержанием на кострах или других пособов по согласованию с МакНИИ (ВостНИИ), бассейновым технологическим институтом и управлением округа Госгортехадзора.

Закладка выработанного пространства на крутых пластах должна осуществляться на всю высоту этажа без оставления уступов. Шаг закладки должен составлять 4,5—7,2 м, максимальное расстояние от закладочного массива до забоя в момент взведения закладочной полосы должно быть не более 9 м.

Подготовительные и очистные работы в опасных зонах шахтоластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, не защищенных и не обработанных региональными способами, должны производиться с применением локальных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа и контролем эффективности применения.

В неопасных зонах таких пластов, установленных прогнозом, одготовительные и очистные работы могут производиться без применения локальных способов.

При отсутствии прогноза локальные способы должны применяться в подготовительных и очистных забоях в пределах всего шахтного поля.

Глава IV

ПОДЗЕМНАЯ ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ ДОБЫЧА УГЛЯ

§ 1. Общие сведения

Гидравлический способ добычи угля наиболее полно отвечает основной тенденции развития технологии подземной угледобычи, которая заключается в переходе от многооперационных к малооперационным, непрерывно-поточным и полностью автоматизированным процессам, выполняемым без постоянного присутствия

людей в забое. Эти преимущества позволяют обеспечить высокоэффективную и безопасную работу во все усложняющихся горно-геологических условиях, связанных с переходом на более глубокие горизонты.

Подземная гидравлическая добыча угля в СССР существует более 30 лет. В настоящее время в Кузбассе работают пять гидрошахт и один гидрокомплекс на шахте с обычной технологией добычи угля, в Донбассе — пять гидрошахт.

Добыча угля гидроспособом применяется также в Канаде, Японии, ФРГ, КНР, Новой Зеландии и др.

Процесс гидроотбойки угля заключается в разрушении угля струей воды высокого давления. Для выемки углей крепких и вязких перед гидроотбойкой может применяться предварительное ослабление угольного массива с помощью буровзрывных работ или нагнетания воды в пласт. Однако наиболее эффективной следует считать технологию с гидроотбойкой без предварительного ослабления угольного массива.

Основными средствами высоконапорной гидроотбойки являются гидромониторы с дистанционным управлением, которые работают при напорах до 100—120 ат. При крепких углях более эффективной является механогидравлическая выемка угля с помощью легких механогидравлических машин типа комбайна К-56МГ, «Урал-38», ГИКГ.

Сущность механогидравлической выемки угля заключается в сочетании механической отбойки и гидравлического транспортирования угля.

§ 2. Особенности вскрытия и подготовки угольных пластов при подземной гидродобыче

Шахтные поля гидрошахт, как было отмечено ранее, могут вскрываться: наклонными стволами, пройденными по угольным пластам; вертикальными стволами и квершлагами; по комбинированным системам с проходкой как наклонных, так и вертикальных стволов.

Как правило, неглубокие горизонты угольных месторождений вскрываются наклонными стволами, а более глубокие горизонты — вертикальными. Угольные пласты, залегающие на незначительной глубине, вскрываются двумя центрально-сдвоенными вертикальными стволами и квершлагами.

Вскрытие наклонными стволами, пройденными по пласту угля, применяется при незначительной глубине разработки.

Обычно в наклонных стволах прокладываются водоводы и пульповоды. В связи с этим наклонные стволы, имеющие большую длину, чем вертикальные, оказываются весьма металлонасыщенными.

Основным недостатком применения наклонных стволов на гидрошахтах является повышенный и неравномерный износ рас-

положенных в них пульповодов. Наклонное положение пульповодов обуславливает неравномерную концентрацию твердых частиц в пульпе по сечению пульповода — твердые частицы, особенно больших размеров, перемещаются в основном в нижней части сечения пульповода, что приводит к более интенсивному износу нижней стенки пульповодов. Поэтому более целесообразным является вскрытие вертикальными стволами, особенно по мере увеличения глубины разработки.

Вскрытие вертикальными стволами и квершлагами. Одной из тенденций в развитии подземной гидромеханизации является строительство крупных гидрошахт с производственной мощностью 4—6 тыс. т угля в сутки и более. Однако крупные гидрошахты должны строиться только при благоприятных горно-геологических условиях и достаточных балансовых запасах; при этом предусматривается разработка свит из 3—4 пластов при значительных размерах (6—8 км) шахтных полей по простиранию. В таких условиях наиболее целесообразным является вскрытие с разделением шахтных полей на блоки; пласты в пределах блоков обычно вскрываются блоковыми квершлагами, проводимыми с полевых штреков.

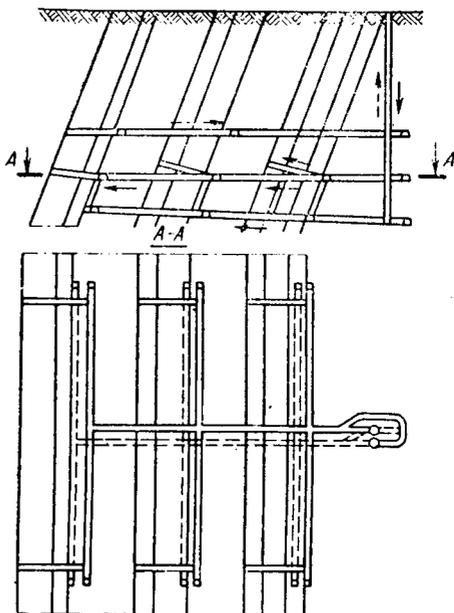


Рис. 5.21. Вскрытие свит крутых пластов центрально-сдвоенными вертикальными стволами

Рассмотрим несколько конкретных систем вскрытия с блоковыми квершлагами на гидрошахтах.

Вскрытие свит крутых пластов центрально-сдвоенными вертикальными стволами с блоковыми квершлагами показано на рис. 5.21. Свита крутых пластов вскрывается одновременно. Для этого в породах лежачего бока проходят два центрально-сдвоенных ствола. Высота этажа принимается с учетом длины крыла по простиранию и принятого уклона для самотечного гидротранспорта. При средней длине крыла на шахте 2000—2500 м и уклоне аккумулялирующих групповых штреков 0,05 высота этажа вблизи ствола принимается 110—135 м.

Этажный квершлаг на среднем горизонте проводят с обычным уклоном — 0,07. От этажных квершлагов в сторону границ шахтного

поля по простиранию проводят групповые аккумулярующие штреки на нижнем горизонте и откаточные групповые штреки на среднем горизонте. Верхний горизонт служит для вентиляции. Пласты свиты разделяются на три группы. От группового штрека в сторону пласта в пределах группы проводят блоковые аккумулярующие квершлагы с уклоном 0,05. С групповых аккумулярующих штреков нижнего горизонта на сопряжении блоковых квершлагов и групповых штреков среднего горизонта бурят пульпопускные скважины.

Свиты наклонных пластов также могут вскрываться центрально-сдвоенными стволами и блоковыми квершлагами.

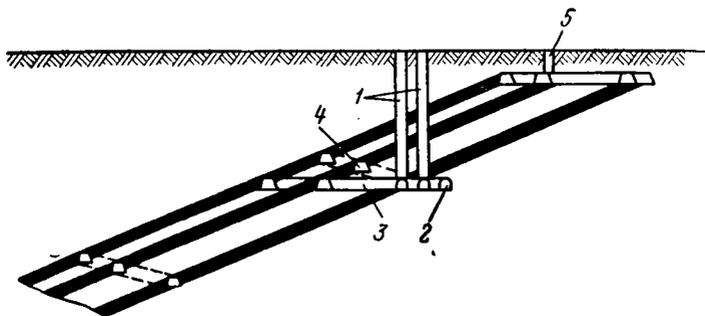


Рис. 5.22. Вскрытие свиты пластов центрально-сдвоенными вертикальными стволами и блоковыми квершлагами:

1 — стволы; 2 — полевые штреки; 3 — квершлаг блоковый; 4 — штреки; 5 — шурф

Центрально-сдвоенные стволы проходят до нижнего пласта, где устраивается околоствольный двор (рис. 5.22). Из околоствольного двора проводят два полевых штрека, от которых на некотором расстоянии проводят блоковые квершлагы с повышенным уклоном для гидротранспорта — 0,08. При данной системе вскрытия и подготовки упрощается гидротранспортирование водоугольной пульпы и 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.

При разработке пологих пластов средней мощности рекомендуются панельные системы подготовки. Основными параметрами панельной системы подготовки являются: размер панели по простиранию, суточная нагрузка на панель и наклонная высота яруса.

Размер панели по падению принимается 1000—1100 м. Рекомендуется обрабатывать пласт бремсберговыми панелями. В пределах панели предусматривается самотечный гидротранспорт или напорный гидротранспорт от панели до околоствольного двора. При применении напорного гидротранспорта основные откаточные штреки проводят с нормальным уклоном, допускающим применение электровозной откатки. На практике чаще применяются схемы с обратным порядком обработки панели при центральном проветривании. Аккумулирующие штреки при обработке смежного нижележащего яруса используются в качестве вентиляционных.

Оптимальная наклонная длина яруса зависит от принятой системы разработки; при ее определении должны учитываться также удобства передвижения людей, доставки материалов и оборудования. Во всех случаях наклонная длина яруса по падению с учетом указанных факторов не должна превышать 200—300 м.

Накопленный опыт эксплуатации и проектирования позволяет сделать следующие основные рекомендации по вскрытию и подготовке угольных пластов при подземной гидромеханизации: наиболее предпочтительными следует считать системы вскрытия вертикальными стволами;

при разработке пологих и наклонных пластов подготовка должна осуществляться преимущественно бремсберговыми панелями;

сближенные пласты рекомендуется группировать на магистральные групповые пластовые или полевые штреки;

рекомендуется обрабатывать пласты, этажи и ярусы, как правило, в нисходящем порядке, а выемочные участки — обратным ходом;

срок службы горизонта следует устанавливать не менее 10 лет для обеспечения устойчивой работы гидрошахт;

в условиях ненарушенных месторождений шахтные поля должны приниматься значительных размеров — по простиранию 4—4,5 км и по падению 2—3 км. При сложных горно-геологических условиях размеры шахтных полей по простиранию рекомендуется уменьшать до 2—2,5 км.

§ 3. Системы разработки при подземной гидродобыче

При гидравлическом способе добычи угля на пологих пластах применяются главным образом системы разработки короткими забоями с выемкой без крепления очистного пространства. Выемка угля при этих системах осуществляется гидроотбойкой или механо-гидравлическим способом.

На гидрошахтах Кузбасса нашла широкое распространение система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой диагональными полосами (рис. 5.23).

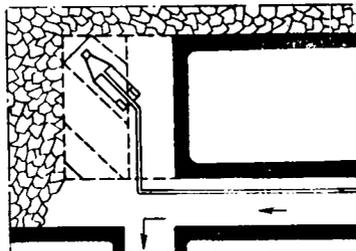
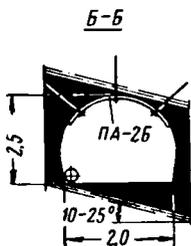
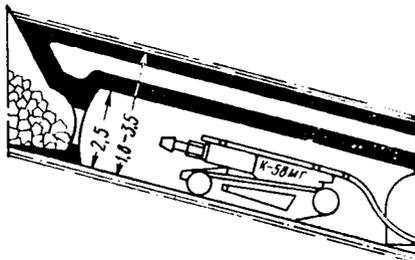
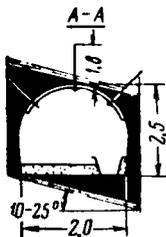
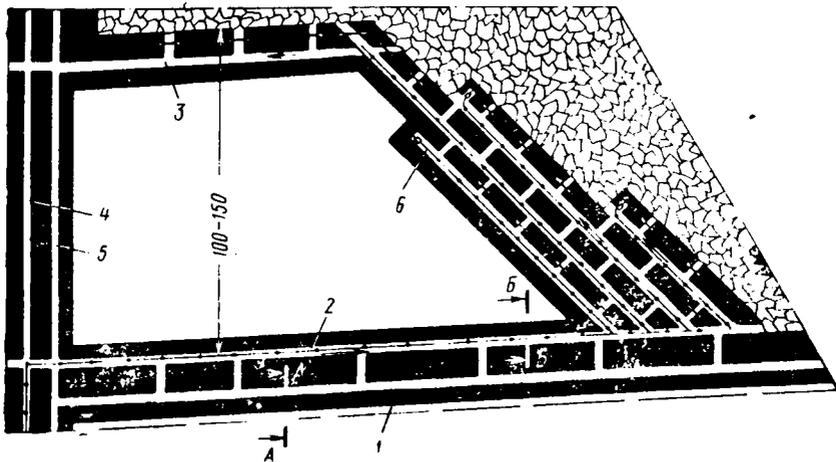
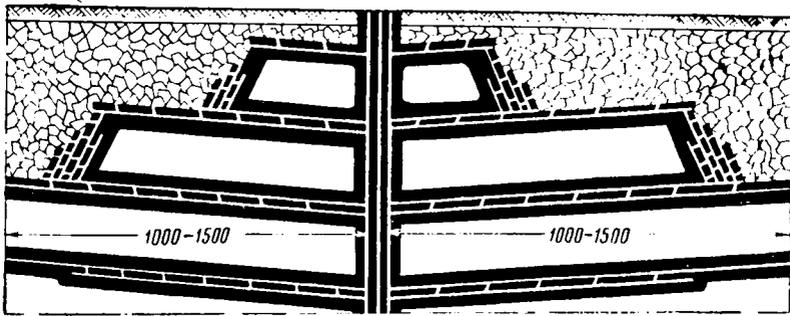


Рис. 5.23. Система разработки длинными столбами по простраиванию с механо-гидравлической выемкой угля диагональными полосами:

1 — аккумулярующий штрек; 2 — параллельный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — бремсберг; 5 — пылепечь; 6 — выемочная печь

Блок подэтажа готовится к работе аккумулярующим и вентиляционным штреками, проводимыми комбайнами К-56МГ и закрепленными неполными рамами или анкерами. От аккумулярующего штрека диагонально простиранию через 8—12 м проводятся выемочные печи арочной формы под углом 10—12° с креплением или без крепления в зависимости от горно-геологических условий. Через каждые 15—20 м выемочные печи сбиваются между собой вентиляционными сбойками. Оконтуренные таким образом целики угля обрабатываются обратным ходом заходками без крепления с выемкой угля гидромониторами (ГМДЦ-3М, 12ГД-2) или механогидравлическими машинами (К-56МГ, К-56МГД). Проветривание очистных забоев осуществляется за счет общешахтной депрессии на передовую выемочную печь.

Условия применения

| | |
|---|---------------------------------|
| Мощность пласта, м | 1,8—3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 10—25 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову | |
| при гидромониторной выемке | До 1,8 |
| при механогидравлической выемке | До 3 |
| Боковые породы: | |
| при гидравлической выемке | Слабой или средней устойчивости |
| при механогидравлической выемке | Устойчивые |

Для обработки пластов средней мощности гидравлическим способом применяется система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой полосами по падению (рис. 5.24).

Сущность системы заключается в следующем. Этаж делится на подэтажи вентиляционными и аккумулярующими штреками. Подэтаж делится выемочными штреками на столбы с размерами по простиранию 18—25 м, по падению 150—200 м. Выемка угля в выемочном столбе ведется в нисходящем порядке полосами по простиранию.

Условия применения

| | |
|--|------------|
| Мощность пласта, м | 1,8—3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 5—1,5 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову | До 3 |
| Боковые породы | Устойчивые |

На гидрошахтах находит применение система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля полосами по простиранию и подготовкой из блоковых печей (рис. 5.25).

Этаж делится на подэтажи вентиляционными и аккумулярующими штреками. Подэтаж делится блоковыми печами на выемочные блоки с размерами по простиранию 180—250 м, по падению 150—200 м. Одна из печей предназначена для транспортирования угля, а другая — для передвижения людей.

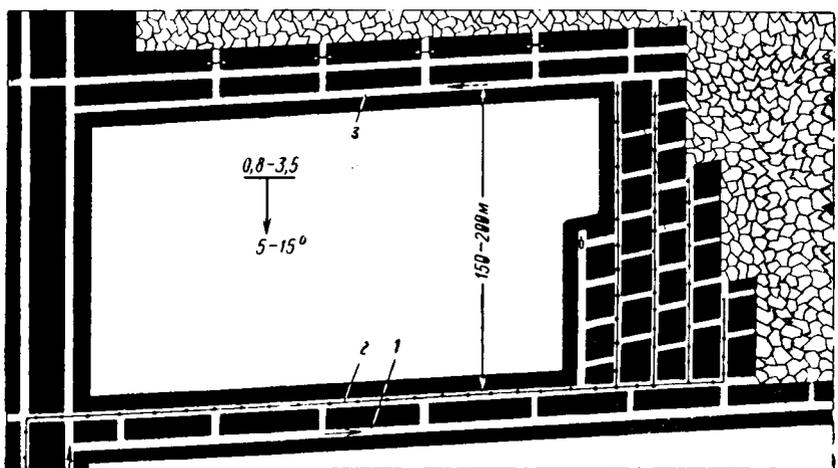
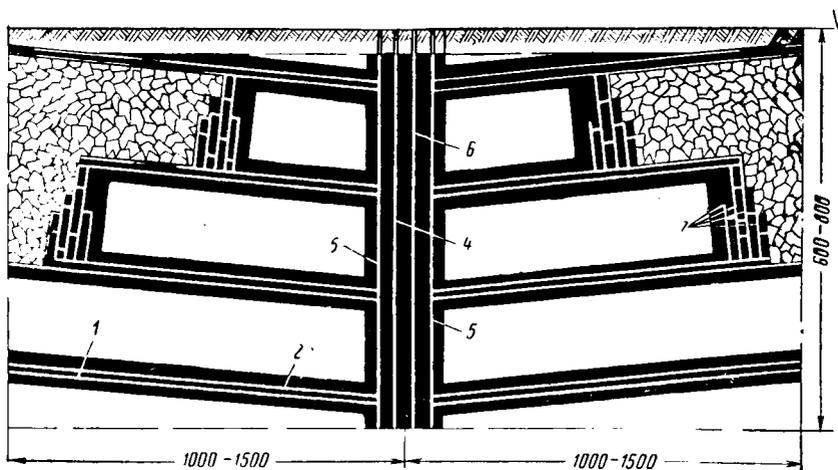


Рис. 5.24. Система разработки длинными столбами по простиранию с гидравлической выемкой угля полосами по падению:

1 — аккумулярующий штрек; 2 — параллельный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — бремсберг; 5 — пульпопечь; 6 — ходок

Выемка угля осуществляется заходками из выемочных печей, проводимых комбайнами по направлению, близкому к простиранию.

Показатели, характеризующие эффективность системы разработки с подготовкой из блоковых печей, примерно одинаковы с показателями, полученными при системе разработки длинными столбами по простиранию с выемкой диагональными полосами.

Условия применения

| | |
|---|---------------------------------|
| Мощность пласта, м | 1,8—3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 10—25 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову: | |
| при гидромониторной выемке | До 1,8 |
| при механогидравлической выемке | До 3 |
| Боковые породы: | |
| при гидромониторной выемке | Слабые или средней устойчивости |
| при механогидравлической выемке | Устойчивые |

В практике обработки пластов средней мощности получила широкое распространение система разработки длинными столбами по постиранию с выемкой широкими полосами по падению (рис. 5.26), называемая иногда «польсаевской».

Суть этой системы заключается в следующем. Вентиляционными и аккумулялирующими штреками этаж разделяется на подэтажи. Обработка подэтажа осуществляется 8—12-метровыми столбами по падению. Выемка угля в выемочных столбах ведется в нисходящем порядке гидромониторами (ГМДЦ-3М, 12ГД-2) или механогидравлическими комбайнами (К-56МГ, К-56МГД).

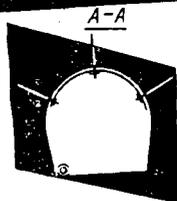
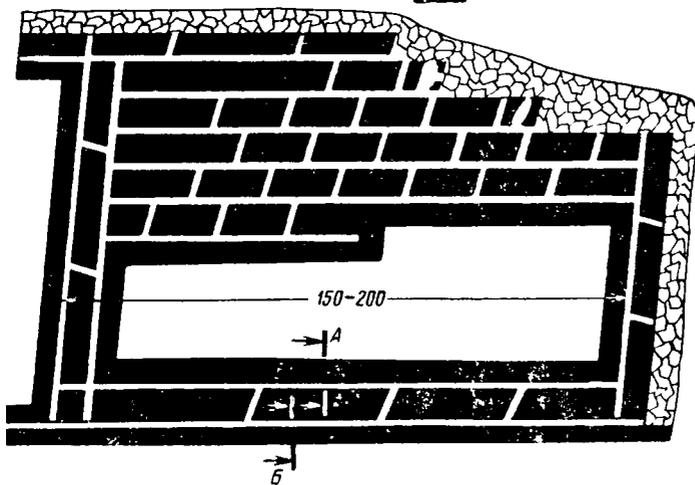
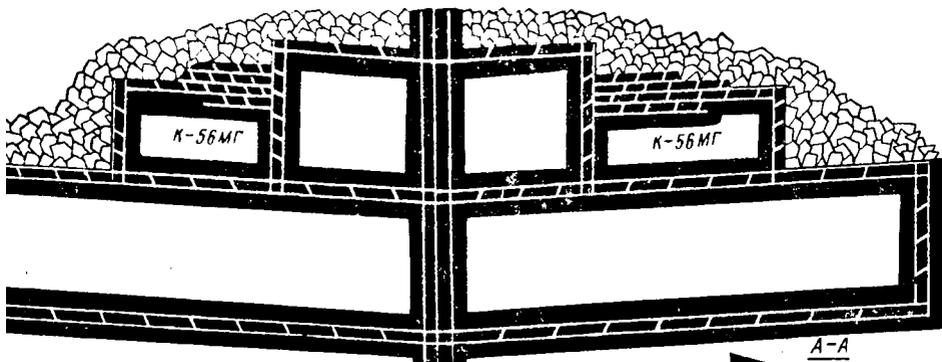
Условия применения

| | |
|---|---------------------------------|
| Мощность пласта, м | 1,8—3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 5—15 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову: | |
| при гидромониторной выемке | До 1,8 |
| при механогидравлической выемке | До 3 |
| Боковые породы: | |
| при гидромониторной выемке | Слабые или средней устойчивости |
| при механогидравлической выемке | Устойчивые |

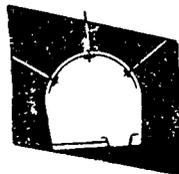
В отличие от условий Кузбасса в Донбассе при обработке пологих пластов применяется система разработки короткими столбами по падению с выемкой угля из спаренных печей (рис. 5.27).

От аккумулялирующего штрека на всю высоту яруса проводятся печи длиной 280—300 м. Каждая пара печей через 15 м сбивается просеками, которые служат для проветривания и в качестве запасных выходов. Печи и просеки могут проводиться как гидромониторами, так и механогидравлическими комбайнами «Урал-38». Расстояние между печами 20 м. Выемка ведется одновременно в двух столбах. В одновременной работе находятся два гидромонитора. За счет попарного соединения просеков при этой системе разработки уменьшается удельный объем нарезных выработок.

Очистная выемка осуществляется гидромониторами. Нарезные выработки крепятся деревянными рамами. Проветривание нарезных забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания, очистных — за счет общешахтной депрессии.



Б-Б



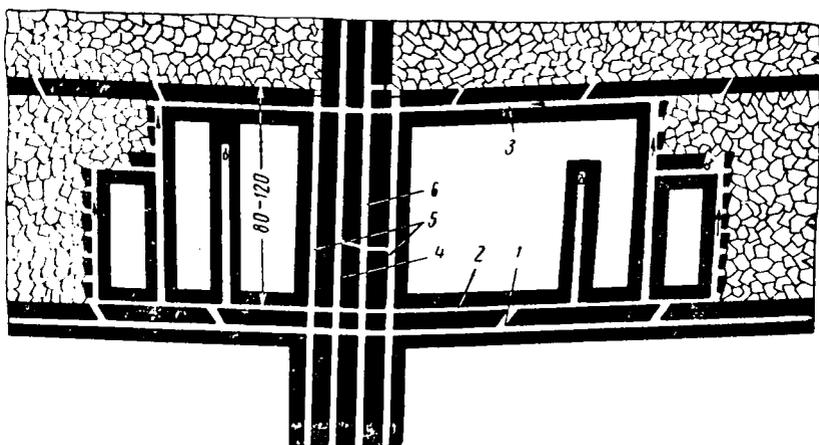
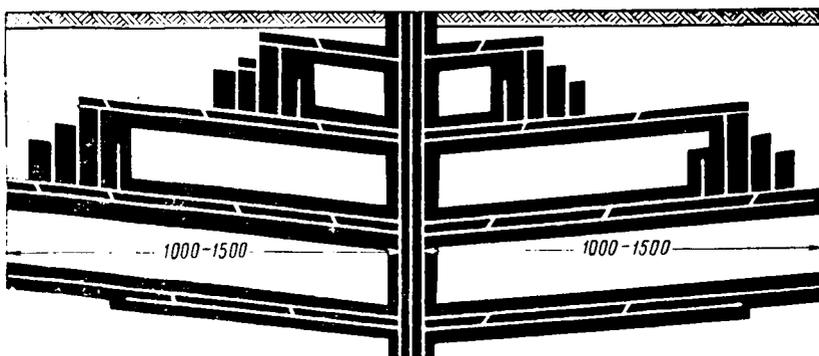


Рис. 5.26. Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой широкими полосами по падению:

1 — аннулирующий штрек; 2 — параллельный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — бремсберг; 5 — пульпопечь; 6 — людской ходок

Применение описанной системы разработки на пласте мощностью 1 м позволяет обеспечить суточную нагрузку на участок порядка 1000—1100 т.

На гидрошахтах Донбасса применяется система разработки короткими столбами с выемкой угля полосами из спаренных печей (рис. 5.28). Запасы угля, оконтуренные аккумуляющим и вентиляционным штреками, разрезаются печами, которые проводятся через 30 м механогидравлическими комбайнами «Урал-38». Каждая опережающая печь является запасным выходом. Отработка выполняется в нисходящем порядке. Очистная выемка производится также комбайнами «Урал-38» и заключается в выемке полос шириной 3 м между печами по простиранию.

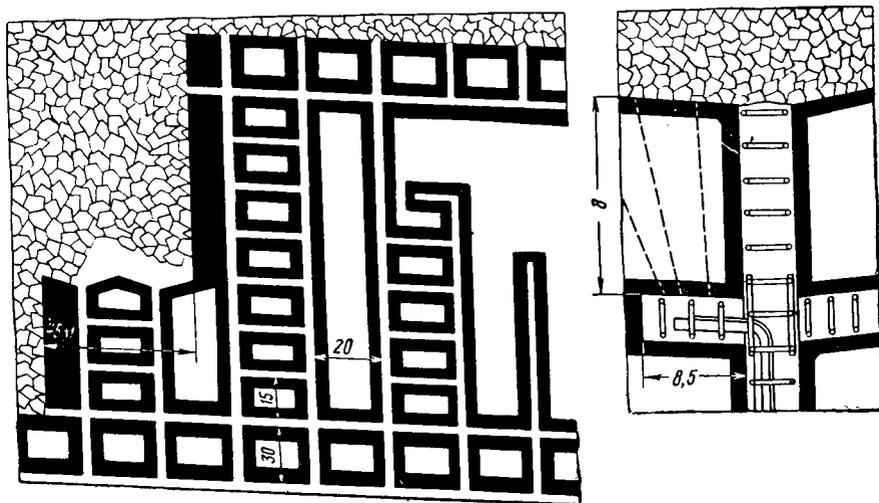


Рис. 5.27. Система разработки короткими столбами по падению с гидроотбойкой угля из спаренных печей

Управление кровлей производится целиками угля шириной 1 м, оставляемыми между полосами, за счет их взаимного расположения, а также порядком и скоростью отработки.

Эта система разработки позволяет извлекать целики механо-гидравлическим способом, а также обрабатывать участки, усложненные наличием слабой кровли и геологическими нарушениями.

Описанная система разработки обеспечивает на пласте мощностью 1 м среднесуточную нагрузку на участок 400 т.

За период опытно-промышленного освоения гидравлической технологии при отработке крутых пластов испытан целый ряд систем разработки без крепления очистного пространства.

Анализ работ по совершенствованию систем разработки показал, что наиболее перспективной в этих условиях является система подэтажной гидроотбойки с гибким перекрытием, монтируемым в одной плоскости (рис. 5.29).

От промежуточных квершлагов на основном и вентиляционном горизонтах участок пласта готовится проведением в почве пласта грузо-ходового ската. На уровне каждого подэтажа грузовой скат соединяется с печами подэтажными квершлагами и ортами. Для спуска проходческого комбайна с подэтажа в подэтаж проводится наклонная выработка.

На уровне первого подэтажа производят выемку монтажного горизонтального слоя и возводят в нем гибкое металлическое перекрытие. Повторный монтаж гибкого перекрытия производят через два подэтажа на третьем.

Условия применения

| | |
|---|-------------------------------|
| Мощность пласта, м | От 8 |
| Угол падения пласта, градус | 60—90 |
| Крепость угля по М. М. Протоdjяконову | До 2 |
| Боковые породы | Слабые и средней устойчивости |

На мощных пластах находит применение система подэтажной гидроотбойки с гибким перекрытием в двух плоскостях. При этой системе разработки вскрытие и подготовка пласта аналогичны системе подэтажной гидроотбойки с гибким перекрытием в одной плоскости. Отличительной особенностью этой системы является

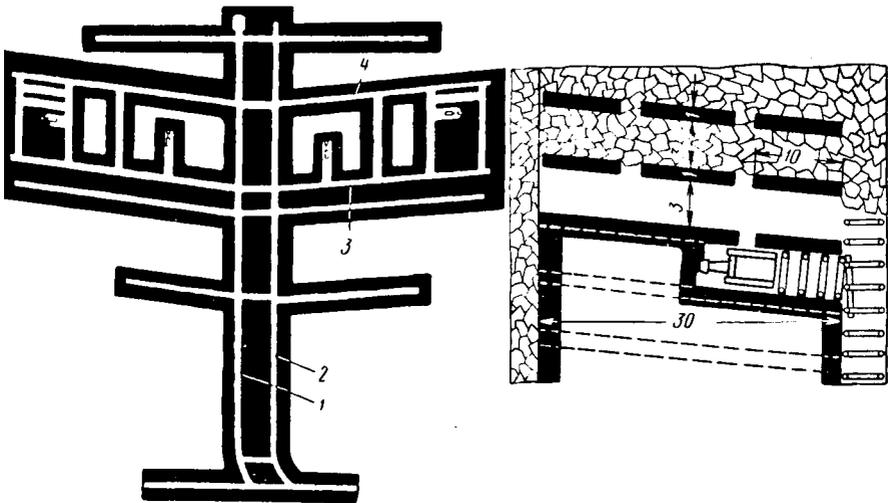


Рис. 5.28. Система разработки короткими столбами с выемкой угля диагональными полосами из спаренных печей:

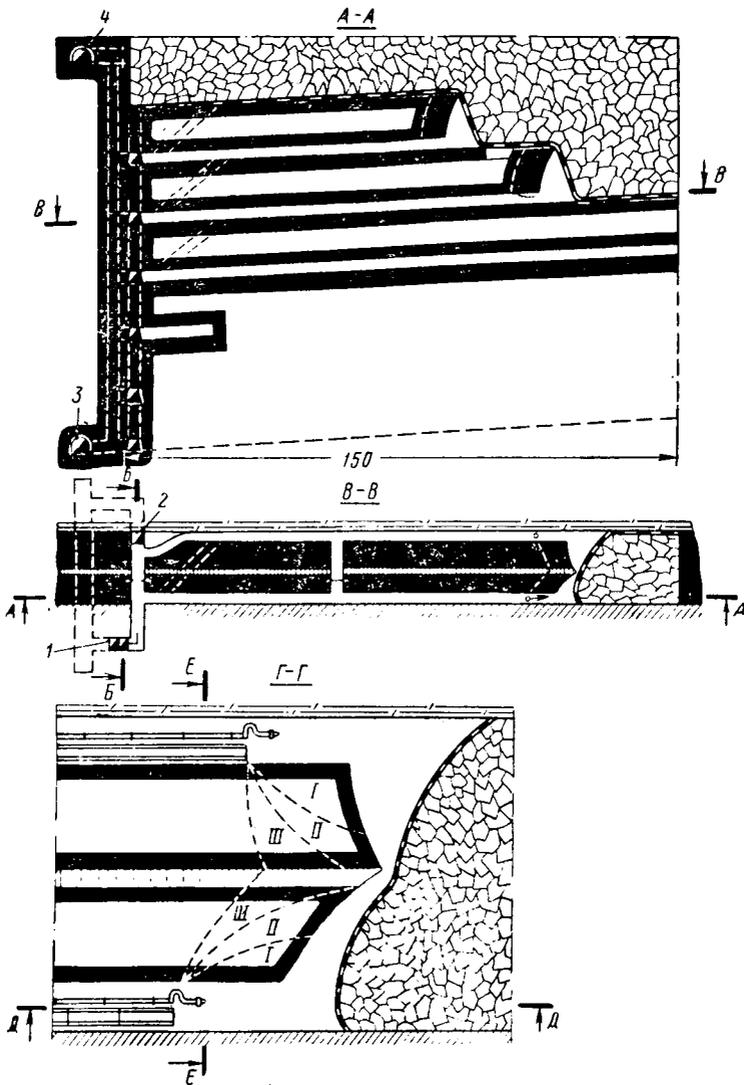
1 — бремсберг; 2 — ходон; 3 — ярусный аккумулярующий штрек; 4 — ярусный вентиляционный штрек

выемка наклонного слоя у почвы пласта и монтаж в нем гибкого металлического перекрытия.

Условия применения

| | |
|---|------------------------------|
| Мощность пласта, м | От 10 |
| Угол падения пласта, градус | 45—60 |
| Крепость угля по М. М. Протоdjяконову | До 2 |
| Боковые породы | Не ниже средней устойчивости |

Для обработки крутых пластов гидравлическим способом применяется система разработки подэтажной гидроотбойкой с гибким



перекрытием в каждом подэтаже (рис. 5.30). Сущность этой системы состоит в том, что участок пласта, вскрытый промежуточными квершлагами на основном и вентиляционном горизонтах, готовится проведением грузо-ходового ската, пульпопускной и вентиляционной печей, от которых проводятся подэтажные штреки, разделяющие этаж на подэтажи высотой 7—10 м.

Выемка угля в подэтажах ведется гидромониторами заходками шириной 5 м. Отработку участка ведут сверху вниз. Управление

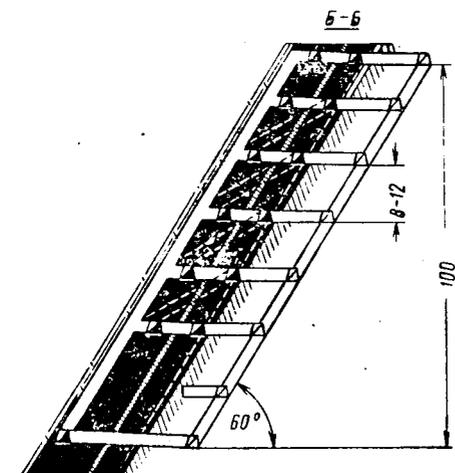
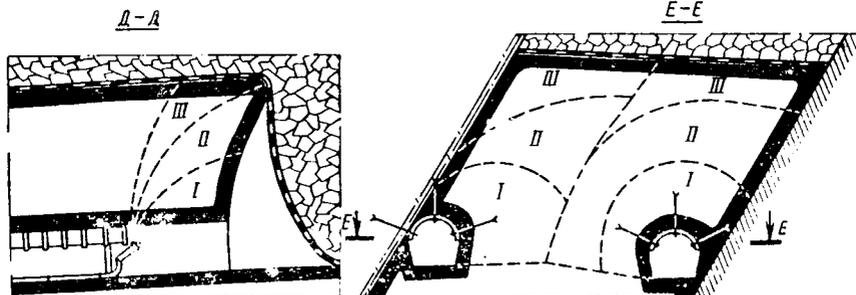


Рис. 5.29. Система разработки подэтажной гидроотбойки с гибким перекрытием, монтируемым в одной плоскости:

1 — грузо-ходовой [скат; 2 — вентиляционная печь; 3 — промежуточный квершлаг; 4 — вентиляционный квершлаг; I, II, III — последовательность выемки



кровлей осуществляют перепуском обрушенных пород с верхних отработанных подэтажей. Для отделения угля от обрушенных пород применяют гибкое металлическое перекрытие, которое монтируют на почве каждого подэтажного штрека.

Условия применения

| | |
|--|---------------------------------|
| Мощность пласта, м | 1,2—3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 45—90 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову | До 2 |
| Боковые породы | Слабые или средней устойчивости |

Для отработки сильно нарушенных участков, где смонтировать перекрытие невозможно, успешно применяется система разработки подэтажной гидроотбойки без крепления очистного пространства (рис. 5.31).

Сущность этой системы состоит в следующем. Участок пласта, вскрытый на основном и вентиляционном горизонтах промежуточными квершлагами, готовится проведением грузо-ходового

ската, вентиляционной и пульпоспускной печей, от которых через 7—10 м проводятся подэтажные штреки.

По окончании проведения штрека до границы блока начинается очистная выемка угля заходками шириной до 5 м.

При отработке пластов мощностью свыше 6 м, угли которых склонны к самовозгоранию, грузо-ходовой скат проводят в порогах почвы пласта.

Условия применения

| | |
|--|-------------------------------|
| Мощность пласта, м | От 3,5 |
| Угол падения пласта, градус | 45—90 |
| Крепость угля по М. М. Протодяконову | До 2 |
| Боковые породы | Слабые и средней устойчивости |

Промышленными испытаниями элементов системы разработки с подэтажной гидроотбойкой струями повышенного расхода установлено, что при расходах технической воды в пределах 350—400 м³/ч на гидромонитор возможно увеличение высоты подэтажа до 12—15 м вместо освоенной высоты подэтажа 7—8 м при отбойке гидромонитором ГМДЦ-3М. Ширину заходки следует принимать равной 5—6 м. При этих параметрах забоя часовая производительность его возрастет пропорционально расходу технологической воды. Переход на гидроотбойку струями повышенного расхода позволяет в 1,5—2 раза повысить нагрузку на действующий забой.

Повышению эффективности гидравлического способа отработки крутых пластов способствует замена взрывогидравлической и гидравлической выемки угля в подготовительных забоях на механикогидравлическую выемку комбайнами К-56МГ, 4ПУ и машиной ЛМГП-5.

Такая замена способа проведения подэтажных штреков обеспечивает увеличение темпов проведения подэтажных штреков до 6—10 м в смену, что в 2—3 раза выше достигнутых показателей при взрывогидравлическом и гидравлическом проведении выработок.

Дальнейшее совершенствование систем разработки крутых пластов следует вести в направлении снижения трудоемкости работ по монтажу гибких перекрытий, ликвидации взрывной выемки и деревянной стоечной крепи в монтажном слое, широкого применения комбайнового способа проведения подготовительных и нарезных выработок, внедрения анкерной крепи в подэтажных штреках, замены целиков полосами из закладки и перехода на интенсивные методы выемки угля струями повышенных параметров.

Наряду с системой подэтажной гидроотбойки, применяемой в Кузбассе и Донбассе для отработки крутых пластов гидравлическим способом, используется разновидность этой системы, называемая системой разработки длинными столбами по простиранию с подэтажной гидроотбойкой (рис. 5.32). Этаж по

простирацию разбивается на блоки длиной 100—200 м. На границе каждого блока проводятся пульпоспускные ходки на всю высоту этажа. От пульпоспускного ходка по простирацию пласта проводятся подэтажные штреки к границе блока через каждые 12—

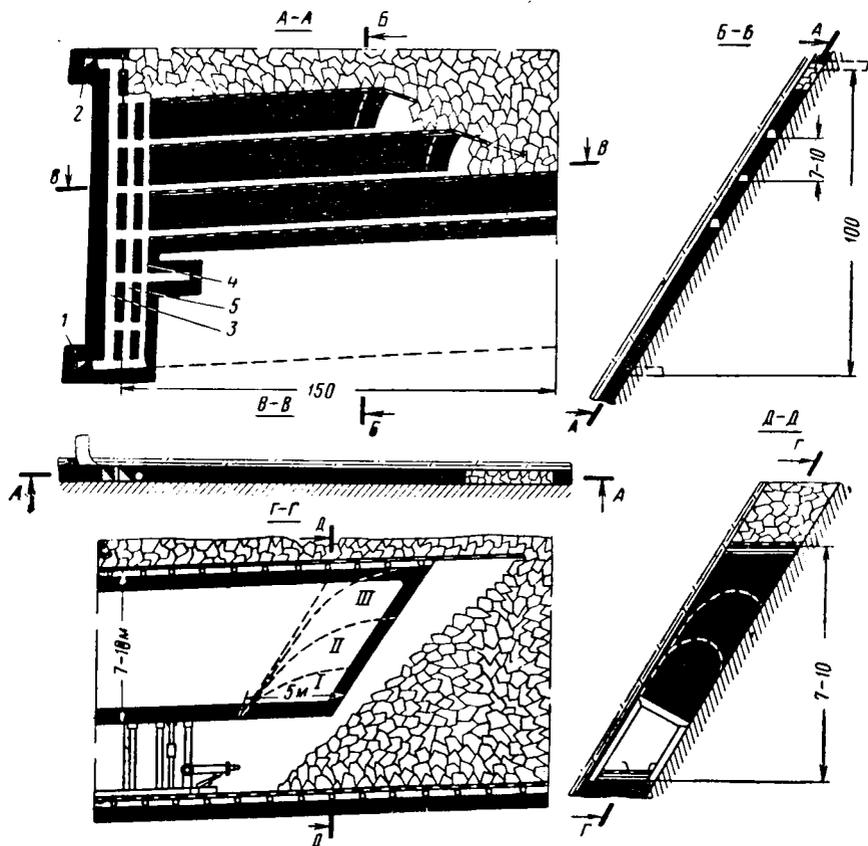


Рис. 5.30. Система разработки подэтажной гидроотбойки с гибким перекрытием в каждом подэтаже:

1 — промежуточный квершлаг; 2 — вентиляционный квершлаг; 3 — грузо-людской сква; 4 — пульпоспускная печь; 5 — вентиляционная печь; I, II, III — последовательность выемки

15 м по падению с уклоном 0,08—0,10 в сторону ходка для обеспечения самотечного гидротранспортирования горной массы.

Подэтажные штреки соединяются между собой сбойками, которые предназначены для выпуска исходящей струи из очистных и подготовительных забоев, а также служат запасными выходами из них. Сечение подэтажных штреков в свету 3 м², в черне 4 м². Постоянная крепь — деревянная.

Выемка угля производится высоконапорной струей воды гидромонитора в открытых или закрытых заходках. Доставка мате-

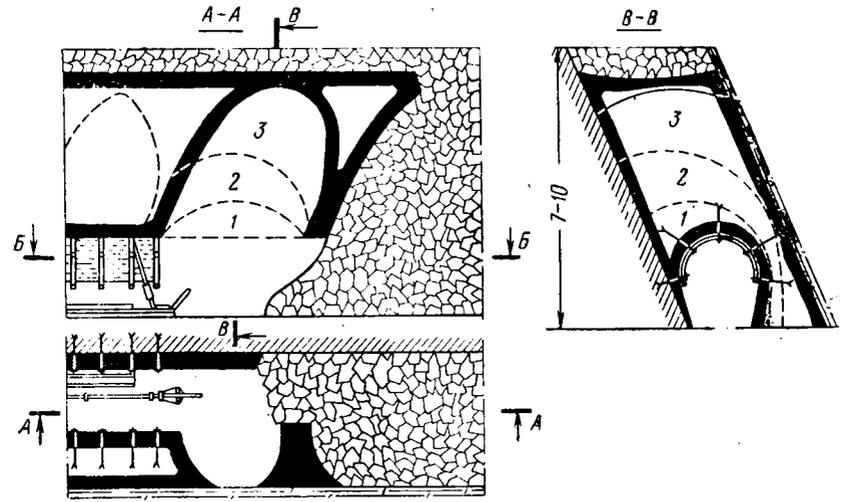
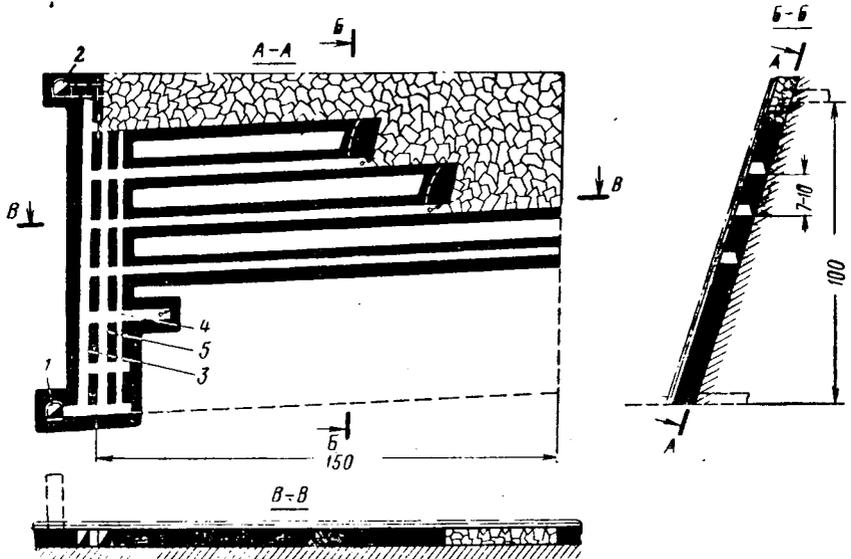


Рис. 5.31. Система разработки подтажной гидроотбойки без крепления очистного пространства:

1 — промежуточный квершлаг; **2** — вентиляционный квершлаг; **3** — грузо-ходовой снаг; **4** — пульспускная печь; **5** — вентиляционная печь

риалов осуществляется с вышележащего этажного аккумулирующего штрека по пульспускному ходку на подэтажные штреки и дальше в забой — лебедками, установленными в 20—30 м от забоя. Отбитый уголь транспортируется гидравлическими способами по подэтажным штрекам, по пульспускному отделению ходка; аккумулирующему штреку в углесосную станцию. Проветривание очистных и подготовительных забоев осуществляется вентиляторами местного проветривания.

Если разрабатываемый пласт относится к категории опасных по внезапным выбросам угля и газа, то при проведении подэтажных штреков применяют дистанционный вымыв опережающей

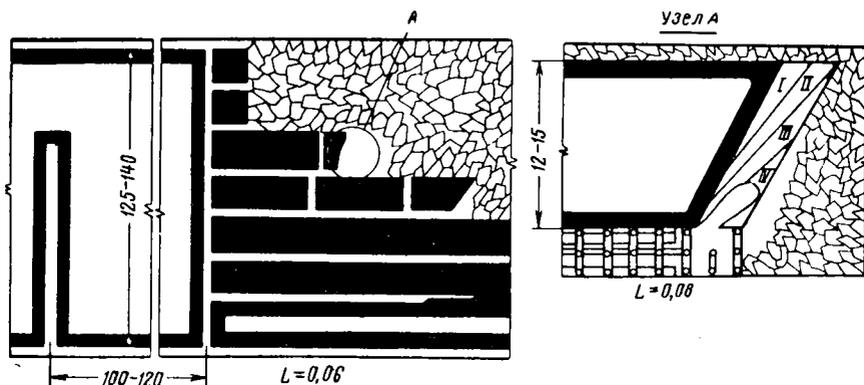


Рис. 5.32. Система разработки длинными столбами по простиранию с подэтажной гидроотбойкой

полости сечением $0,5—0,7 \text{ м}^2$ по верхнему контуру выработки. Вымыв опережающей полости производится на $1,5—2 \text{ м}$. Неснижаемый запас опережающих полостей должен быть не менее 5 м .

Очистная выемка производится гидромониторами, установленными на почве штреков. Подэтажи отработывают в нисходящем порядке с опережением забоев нижних подэтажей верхними. По мере отработки подэтажей обрушенные породы перепускаются на почву погашаемых подэтажных штреков.

Среднесуточная нагрузка на участок при применении системы разработки длинными столбами по простиранию с подэтажной гидроотбойкой на пласте мощностью $0,8—2 \text{ м}$ достигает $500—600 \text{ т}$.

В настоящее время разработаны гидромониторные агрегаты и технологические схемы выемки пластов угля мощностью $0,6—1,5 \text{ м}$ без присутствия людей в очистных забоях. Гидромониторный агрегат представляет собой комплекс, состоящий из станка полачи, гидромонитора, секции подачи, направляющих фонарей, питающего рукава, пульта управления. Гидромонитор посредством става, состоящего из секций длиной 1 м , передвигается станком

подачи, управляемым дистанционно. Напорная вода к гидромонитору подается по гибкому высоконапорному рукаву.

Технологическая схема выемки угля гидромониторным агрегатом заключается в следующем. С нижней выработки до пересечения с верхней, расположенной на расстоянии до 75 м, через каждые 12—15 м агрегатом нарезаются выемочные сбойки без крепления шириной 0,8—1,5 м. Для этого имеется специальная головка с тремя струеформирующими устройствами. Подготовленный таким образом столб угля вынимается обратным ходом узкими полосами. В зависимости от типа сменной головки осуществляется односторонняя или двусторонняя выемка угля. Очистное пространство не крепится.

Эффективность гидроотбойки на пласте мощностью 1,3 м, опасном по выбросам угля и газа, с крепостью пачек угля по М. М. ПротоДьяконову $f = 0,4 \div 0,8$ составляет 25—35 т/ч, а скорость нарезки достигает 25 м в смену при давлении воды 9—10 кгс/см² и диаметрах трех насадок, равных 14—17 мм.

Производительность гидроотбойки при очистной выемке достигает 80 т/ч. Производительность труда рабочего, обслуживающего агрегат ГВД-3, составляет 41—46 т/чел. в смену.

Для механизации нарезных и очистных работ на крутых, а также весьма тонких пологих и наклонных пластах предназначен гидромониторный скважинный агрегат АГС.

По технологической схеме для выемки угля предусматривается гидравлическое бурение из штрека по восстанию пласта скважины на высоту этажа (яруса) диаметром 0,4—0,8 м. После замены на верхнем штреке бурового органа на выемочный из скважины обратным ходом ведется очистная выемка полосами шириной 1 м и длиной 8—12 м.

При разработке крутых пластов для ограждения призабойного пространства от завала породой через 5—10 м оставляют целики угля. После отработки столба агрегат передвигают по штреку на 8—12 м и цикл работ повторяется.

На пласте мощностью от 0,4 до 1,6 м с крепостью угля $f = 0,3 \div 0,8$ производительность агрегата АГС по бурению при давлении воды 4,5—5 кгс/см² составила 6,6 м/ч, а при 8,5—10 кгс/см² — 14—15 м/ч. Средняя сменная производительность бурения при подаче воды на участок в течение 2,5—3 ч составляет 35—40 м, максимальная — 75 м.

§ 4. Основные направления развития технологии гидравлической добычи и транспортирования угля

Важнейшими условиями дальнейшего роста добычи угля и улучшения технико-экономических показателей работы гидрощахт являются:

ускорение и полное освоение проектных показателей и производственных мощностей;

увеличение среднесуточной нагрузки на одну административную единицу путем объединения шахт, на которых возможно создание общего горного хозяйства или поверхностного комплекса;

переход на выемку наиболее прогрессивными способами (механогидравлическим и гидравлическим).

Освоение проектной мощности по действующим гидрошахтам необходимо проводить последовательно по этапам.

При этом должны быть достигнуты следующие уровни производительности труда (т/мес) по бассейнам:

| | I этап | II этап | III этап |
|---------------|--------|---------|----------|
| Кузбасс . . . | 200 | 250 | 300 |
| Довбасс . . . | 100 | 130 | 180 |

Ниже приводятся основные рекомендации, которые позволяют обеспечить достижение запланированных показателей.

Вскрытие и подготовка шахтных полей гидрошахт принципиально не отличаются от этих процессов на шахтах с обычной технологией. Особенностью является только необходимость проведения выработок с уклоном не менее 0,05 для обеспечения самотечного гидротранспортирования угля.

При значительной длине шахтного поля (более 3000 м) последнее может быть разделено на блоки или панели, в пределах которых применяется самотечный гидротранспорт, а затем напорный.

В области систем разработки для шахт с гидравлической технологией в прогнозируемый период следует применять системы разработки с короткими забоями без крепления выработанного пространства; на участках с благоприятными горно-геологическими условиями — длинными столбами с отработкой их механизированными комплексами; на участках, разрабатывающих мощные пологие и крутые пласты с неустойчивой кровлей, — системы с гибким перекрытием.

Средние суточные нагрузки на очистной забой в разных горно-геологических условиях должны составлять: на пологих (до 25°) пластах при мощности до 1,2 м — 600—1300 т, от 1,2 до 3,5 м — 700—2700 т и при мощности более 3,5 м — 600—3000 т;

на пластах с углом падения более 25°: при мощности до 1,2 м — 400—1000 т, от 1,2 до 3,5 м — 500—1600 т и при мощности более 3,5 м — 400—1800 т.

Основные направления развития и совершенствования технологии очистной выемки в ближайшие годы:

сокращение объемов взрывогидравлической выемки;
внедрение машин с дистанционным управлением (до 15 м), осуществляющих комбинированную отбойку угля;
применение гидромониторов с эффективной длиной струи до 15 м и расходом до 300 м³/ч;

внедрение гидравлической выемки самоходными гидромониторами с программно-дистанционным управлением.

Особенностью проведения горных выработок на гидрошахтах является возможность в большинстве случаев (во всех выработках, проводимых для самотечного транспорта) осуществлять транспортирование горной массы путем подачи низконапорной воды.

В соответствии с горно-геологическими условиями и сроком службы выработок целесообразно широко применять различные виды анкерной крепи.

Совершенствование гидравлического транспорта и гидроподъема будет осуществляться в основном в следующих направлениях:

увеличения объема гидравлического самотечного транспортирования;

повышения консистенции транспортируемой пульпы;

разработки новых технологических схем приготовления пульпы;

увеличения сроков службы всего технологического оборудования.

Совершенствование технологического водоснабжения будет осуществляться путем:

обеспечения контроля и наиболее целесообразного распределения высоконапорной воды между забоями;

повышения напоров технологической воды путем установления насосов повышенной мощности и применения местных повысителей давления;

перехода на частичное замкнутое подземное технологическое водоснабжение путем отбора части воды от пульпы при ее сгущении перед напорным гидротранспортом;

улучшения технологической схемы осветления и охлаждения воды на поверхности.

Для автоматизации гидрошахт намечается внедрение автономных систем программно-дистанционного управления отдельными машинами и механизмами, блоками машин и механизмов и внедрение централизованной системы автоматического управления технологическими процессами гидрошахт.

Использование трубопроводного гидротранспорта угля создает ряд технико-экономических преимуществ: обеспечивается постоянный грузопоток высокой производительности, исключаются трудоемкие погрузочно-разгрузочные операции у поставщика и потребителя, устраняются потери угля при транспортировании и загрязнение окружающей среды, снижаются затраты на транспортирование. В ближайшее время намечается применение трубопроводного транспорта угля большой протяженности для решения народно-хозяйственных задач: транспортирование значительных объемов энергетического угля от крупных отдаленных месторождений к тепловым электростанциям, разгрузка отдельных участков железных дорог, требующих капитальной реконструкции в связи с ростом объемов перевозки угля и других грузов.

РАЗДЕЛ ШЕСТОЙ

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ШАХТ

Глава I

КЛАССИФИКАЦИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТ

§ 1. Требования к технологическим схемам угольных шахт

Под технологической схемой шахты следует понимать совокупность очистных, транспортных, вентиляционных и вскрывающих горных выработок, а также комплекс поверхностных сооружений, позволяющих осуществлять основные и вспомогательные производственные процессы на базе определенных средств механизации и организации работ, направленных на экономичное и безопасное извлечение угля.

Технологическая схема должна удовлетворять целому комплексу общих и частных требований, состоящих в следующем: достаточная производительность технологической схемы, что, в свою очередь, предполагает достаточную пропускную способность всех элементов технологической схемы, транспортных и вентиляционных горных выработок, средств механизации производственных процессов в шахте и на поверхности;

безопасность технологической схемы; чрезвычайная важность этого требования объясняется особой спецификой подземной разработки угля, сопряженной с опасным проявлением горного давления (обрушение кровли в очистных забоях, обрушение пород в подготовительных и капитальных выработках, разрушение крепления в горных выработках, горные удары при ведении очистных и горнопроходческих работ), с разрушительными последствиями возможных взрывов газа метана, внезапных выбросов угля и пыли, с вредным влиянием на здоровье подземных рабочих запыленной и загазованной рудничной атмосферы, повышенной влажности и температуры;

поточность технологии, т. е. способность технологической схемы обеспечить непрерывное выполнение основных производственных процессов по выемке, транспорту и подъему угля;

концентрация разработки, достигаемая за счет наибольшей нагрузки на блок, горизонт, угольный пласт, транспортную выработку, выемочный участок и на очистной забой, а также за счет интенсификации основных производственных процессов (очистные работы, проходческие работы, транспорт, проветривание и др.);

надежность технологической схемы шахты, обеспечиваемая применением элементов (горные выработки с незначительным искривлением, располагаемые в устойчивых породах, эффективные прямоточные схемы проветривания, высокопроизводительные надежные горные машины и установки), при которых возможность наступления аварийных ситуаций становится маловероятной;

динамичность технологической схемы, т. е. повышенная реакция на возможные изменения параметров отдельных элементов, к конструктивным переменам в топологии горных выработок, в особенности к росту пропускной способности тех или иных элементов схемы (подъемных стволов, схем вентиляции, системы транспорта и т. д.); способность к объективному развитию, совершенствованию технологической схемы — качество, имеющее не только технический смысл, но и важное экономическое значение;

низкая трудоемкость обслуживания технологической схемы, обеспечиваемая рациональными системами вскрытия, подготовки, разработки, правильным порядком отработки запасов, применением высокопроизводительных средств механизации и в таких количествах, чтобы число рабочих, занятых на обслуживании транспорта, вентиляции, энергоснабжения, на ведении очистных и подготовительных работ, ремонте горных выработок и обслуживании технологических комплексов на поверхности было минимальным;

наименьший, но экономически оправданный уровень потерь угля, обеспечиваемый рациональным размещением горных выработок, рациональной системой разработки и способом выемки угля в очистных забоях.

Технологическая схема разработки считается экономичной не только вследствие малых эксплуатационных затрат на выполнение всех производственных процессов технологии, но также и одновременно вследствие невысоких капитальных затрат на строительство и развитие шахт; величина этих затрат прямым образом зависит от объема горных работ по проведению горных выработок, систем вскрытия и подготовки, от объема зданий и сооружений, применяемых средств механизации и от их стоимости;

§ 2. Классификация качественных характеристик технологических схем угольных шахт

Классификация строится на основе системного анализа; при этом шахта рассматривается как сложная система, характеризующаяся чрезмерно большим разнообразием возможных и экономически целесообразных комбинаций составляющих ее элементов (по качественным характеристикам и количественным параметрам элементов). В связи с этим процесс выбора рационального их

сочетания (на стадии проектирования новых шахт, реконструкции действующих или для планирования) является многовариантным. Поэтому основное целевое назначение классификации — направленный выбор из множества возможных комбинаций наиболее целесообразных, отвечающих горно-геологическим и горно-техническим ограничениям, и наиболее конкурентоспособных по тому или иному экономическому критерию.

Если ранее описывались отдельные классификации систем вскрытия, подготовки и разработки, то теперь рассматривается единая классификация всего комплекса объектов и технологических процессов, т. е. качественных характеристик, определяющих технологическую схему всего горного предприятия как сложной системы. Для добычи угля и отгрузки его необходимо решить вопросы отбойки, навалки, транспорта, выдачи на поверхность, погрузки. Для обеспечения этого должны выполняться предварительно и в процессе добычи угля целые комплексы различных взаимосвязанных мероприятий; проведение горных выработок, обеспечивающих доступ с поверхности и подготовку угля к выемке, их охрану и поддержание, проветривание, энергоснабжение, водоотлив и др.

Угольная шахта — это нечто целое, где составляющие его части согласованы и подчинены одному руководящему принципу — добыче угля. Это понятие о шахте полностью отвечает понятию о системе. Отдельные части этой сложной системы в свою очередь представляют собой нечто целое и образуют подсистему, подчиненную более простому руководящему принципу. Например, вскрытие месторождения или шахтного поля составляет сочетание горных выработок, взаимоподчинение которых должно обеспечить доступ к полезному ископаемому и возможность ведения работ по подготовке его к выемке. Таким образом, угольная шахта является сложной системой взаимосвязанных и взаимозависимых подсистем, имеющих определенные параметры.

Шахту можно характеризовать совокупностью качественных и количественных параметров, учитывая, однако, что параметр — это величина, характеризующая основное свойство системы. В дальнейшем это понятие мы будем относить только к численным значениям процессов, т. е. это будут количественные параметры. А стороны процессов, комплексов или отдельных их элементов, представляющие собой описание характерных, отличительных качеств, свойств, черт чего-либо, являются качественными характеристиками. Качественные характеристики угольной шахты — это понятия о процессах и комплексах, дающие представление об их назначении, расположении, порядке и т. д.

Разнообразие горно-геологических условий, в которых строятся и эксплуатируются угольные шахты, привело к необходимости разработки и применения множества элементов качественных характеристик, что, в свою очередь, потребовало произвести их классификацию.

Горная часть такой сложной системы, как угольная шахта, состоит из четырех более простых подсистем качественных характеристик: отработки шахтного поля, вскрытия шахтного поля, подготовки и разработки пластов. Перечисленные характеристики от более сложных переходят к более простым, образуя уровни классификации. Каждая из подсистем представляет собой сочетание совокупности горных выработок, проведение и эксплуатация которых увязаны во времени и пространстве.

Таким образом, все элементы качественных характеристик могут быть классифицированы по разрядам (группам). При этом каждый элемент нижнего разряда подчинен одному или нескольким элементам более высокого разряда.

Разряды классификации представляют собой уровни шахты как сложной системы. Классификация качественных характеристик элементов формирует варианты технологических схем шахты.

На рис. 6.1 дана классификация качественных характеристик шахты, которая позволяет упорядочить информацию о шахте, а систематизация качественных характеристик позволяет представить многовариантную структуру угольной шахты в виде сложной системы. Разработка дерева сочетаний элементов качественных характеристик и установление их взаимосвязи на различных уровнях являются основой для экономико-математического моделирования совокупности качественных характеристик, обеспечивающей совместную оптимизацию качественных характеристик и количественных параметров угольных шахт.

Глава II

ПРИНЦИПЫ КОНСТРУИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ШАХТЫ НА ОСНОВЕ СИСТЕМНОГО ПОДХОДА

§ 1. Основные методические положения

Системный анализ — это методология решения крупных проблем, основанная на концепции систем, т. е. на системном подходе к рассмотрению изучаемого явления (вопроса) и всех связанных с ним элементов с последующим созданием системы его решения.

Любая система определяется своими объектами, их свойствами и связями между собой. Системные объекты — это вход, процесс, выход, а также обратная связь и ограничения.

В х о д о м называется все то, что предшествует протеканию процесса и изменяется при его протекании. **В ы х о д о м** системы называется результат или конечное состояние процесса.

Все то, что обеспечивает протекание процесса, называется **п р о ц е с с о м**.

Любая система состоит из подсистем и, в свою очередь, является подсистемой системы более высокого уровня. Связь определяет последовательность протекания отдельных процессов в системе.

Одним из важнейших объектов системы (подсистемы) является обратная связь, обеспечивающая соответствие между проектируемым (желаемым) выходом, который носит название модели выхода, и фактическим выходом.

Не менее важным является понятие ограничения, которое обеспечивает соответствие между выходом системы и требованиями к нему, как к входу в последующую систему, являющуюся потребителем.

Под ограничением понимается комбинация целей, определяющих курс действия и ограничивающих эти цели принуждающих связей, устанавливающих границу системы, предел использования ресурсов и условия, при которых она должна действовать.

Конструирование моделей заключается в выборе наиболее прогрессивных гармонично взаимосвязанных технических решений по всем звеньям технологической цепи шахты, отвечающих заданной функции цели, реализация которых на прогнозируемый период (10—15 лет) научно обоснована.

Таким образом, конструирование моделей систем дает возможность выявить проблему (путем определения цели), оценить ее актуальность, глубину и наметить возможные пути решения.

§ 2. Функция цели системы «шахта»

Функция цели системы оценивается общим критерием эффективности. В зависимости от характера проблемы в качестве целевой функции системы могут рассматриваться как экономические, так и технические показатели (мощность шахты, нагрузка на очистной забой, протяженность выработок, концентрация и интенсификация работ, производительность труда, себестоимость, приведенные затраты и другие).

При определении функции цели для системы «шахта» в направлении разработки и конструирования ее технологической модели может быть использовано два общих критерия эффективности: производительность труда рабочего по добыче и приведенные затраты на 1 т добываемого угля, включающие себестоимость.

При разработке технологических моделей шахт в качестве функции цели наиболее целесообразно принимать производительность труда или ее обратную величину — трудоемкость работ по добыче, которая отвечает требованиям, предъявляемым к основному критерию эффективности системы «шахта».

Функция цели системы «шахта» имеет следующий вид:

$$\max T_{\text{ш}} = \frac{Y_{\text{ш}}}{\gamma m}$$

или

$$\min P_{\text{ш}} = \frac{1000\gamma m}{Y_{\text{ш}}}, \quad (6.1)$$

где $\max T_{\text{ш}}$ — верхний предел трудоемкости работ по добыче угля на шахте, чел-смен/1000 т;
 $\min P_{\text{ш}}$ — нижний предел производительности труда рабочего по добыче, т/выход;
 m — вынимаемая мощность пласта, м;
 γ — объемная масса угля, т/м³;
 $U_{\text{ш}}$ — показатель уровня технологии шахты (см. подробнее гл. VI, § 2).

Входом для системы «шахта» являются горно-геологические условия разработки шахтного поля, которые представлены количественной и качественной оценкой горно-геологических факторов, влияющих на технологию шахты.

§ 3. Ограничения системы «шахта»

Ограничения системы — это количественные показатели области эффективных исследований, установленные на основе предварительных исследований или практического опыта, за пределами которой поведение системы не рассматривается.

При технологическом моделировании ограничения системы «шахта» устанавливаются в период разработки исходной технологической модели предприятия. Установленные ограничения служат системе в целом, а также при разработке подсистем, что, в свою очередь, позволяет целенаправить и ограничить область их детального конструирования.

Таким образом, использование в качестве функции цели для системы «шахта» трудоемкости работ по добыче угля, определяемой из выражения (6.1), а в качестве ограничений количественных значений показателей уровня концентрации и интенсификации горных работ позволяет конструировать технологические модели шахт нового технико-экономического уровня с глубиной прогноза 10—15 лет.

§ 4. Подсистемы в системе «шахта»

Как известно, любая система состоит из подсистем. Для выделения подсистем из изучаемой системы должны соблюдаться следующие основные условия:

функциональное назначение каждой подсистемы должно соответствовать функциональному назначению системы в целом, т. е. в нашем случае каждая подсистема должна обеспечить добычу угля, имея при этом показатели работы не ниже заданных по системе;

выделенные подсистемы должны представлять собой в совокупности всю систему.

В общем случае из системы «шахта» с глубиной прогноза 10—15 лет, которая показана на рис. 6.2, можно выделить следующие взаимосвязанные подсистемы:

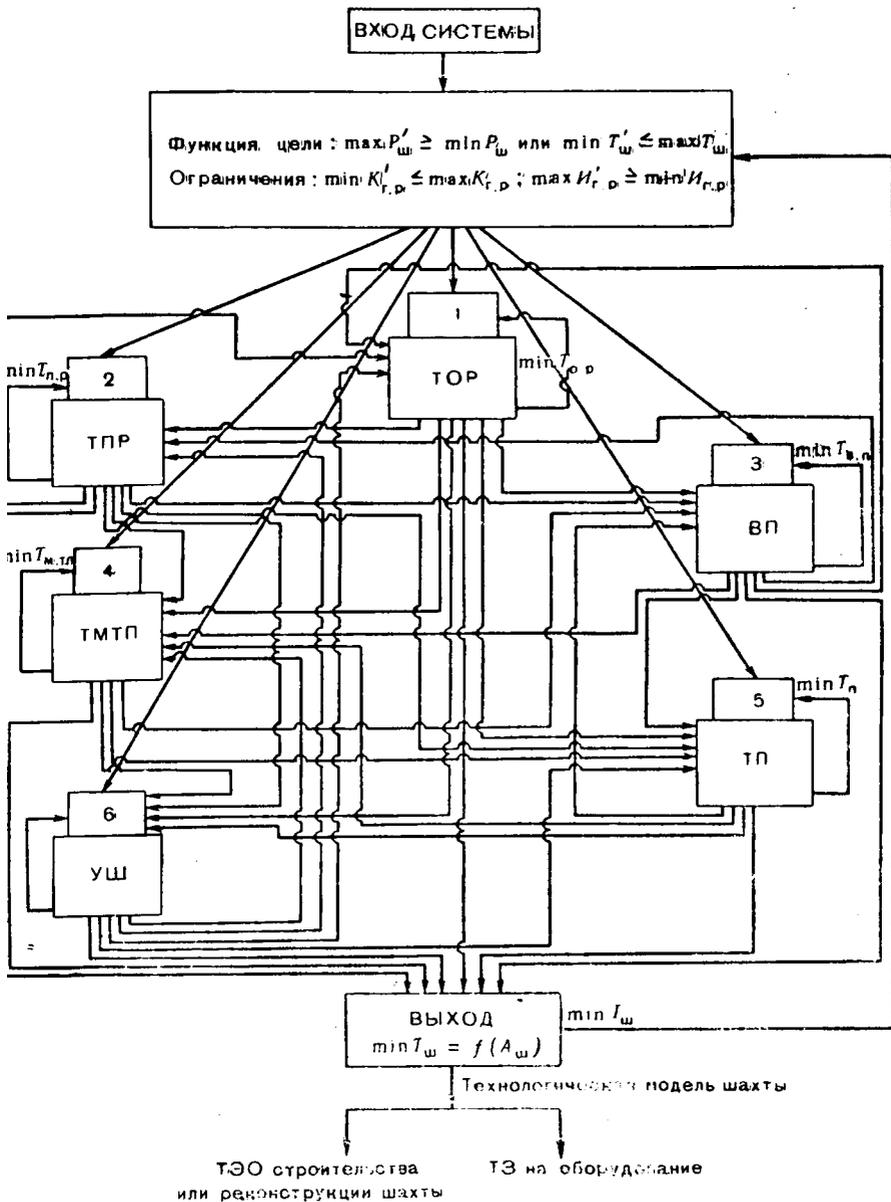


Рис. 6.2. Принципиальная блок-схема системы «шахта»:

1 — функция цели подсистем и ограничения, TOR — технология очистных работ; ТПР — технология подготовительных работ; ВП — способ вскрытия и подготовки шахтного поля; ТМТП — технология магистрального транспорта и подъема; ТП — технология поверхности шахты; УШ — управление шахтой

«технология очистных работ» — подсистема, обеспечивающая непосредственно добычу угля в шахте и определяющая в основном характер и вид технологии шахты;

«технология подготовительных работ» — подсистема, обеспечивающая в основном своевременный ввод новых очистных участков вместо отработанных и, следовательно, стабильность заданных показателей работы шахты;

«вскрытие и подготовка шахтного поля» — подсистема, определяющая основные планировочные решения шахты и связывающая в пространстве все технологические процессы и подсистемы предприятия;

«технология магистрального транспорта и подъема» — подсистема, обеспечивающая транспортирование угля из очистных и подготовительных участков на поверхность, а также подъем, спуск и перемещение по магистральям шахты людей, материалов и оборудования;

«технология поверхности шахты» — подсистема, обеспечивающая передачу выданной из шахты горной массы на обогатительную фабрику, угля — потребителю, породы — на утилизацию, создает условия для нормального ведения подземных работ и обслуживания трудящихся;

подсистема «управление шахтой».

При технической необходимости, помимо указанных, может быть выделена подсистема «технология закладочных работ».

Таким образом, основной в системе «шахта» является подсистема «технология очистных работ», так как она осуществляет непосредственно добычу угля из шахты. Остальные подсистемы обеспечивают эту добычу, от их эффективности зависит эффективность основной подсистемы.

В подсистему «технология очистных работ» включено рассмотрение (в пределах выемочного участка) всех процессов и используемого оборудования с расстановкой рабочих. В ней предусматривается разработка и установление оптимальных взаимосвязанных технических решений и следующих параметров: системы разработки, очистного забоя и сопряжений с ним, транспортирования угля до панельных или магистральных выработок, вспомогательного транспорта, дегазации пласта, спутников, вмещающих пород и выработанного пространства, проветривания, борьбы с пылью, осушения и отвода воды, сечений, крепления и способов охраны подготовительных выработок, электроснабжения.

В подсистеме «технология подготовительных работ» определяются параметры способа и средств разрушения пород и угля, возведения крепи, транспортирования горной массы, материалов, оборудования, перевозки людей, проветривания и борьбы с пылью, отвода воды. Если мероприятия по охране, дегазации и осушению пластов осуществляются в процессе проведения выработок, то эта подсистема должна включать технические решения по их

выполнению. В ней производится расстановка рабочих на всех процессах в пределах проводимой подготовительной выработки. Определяется число одновременно проводимых выработок для подготовки одного выемочного участка.

В подсистеме «вскрытие и подготовка шахтного поля» определяются технические решения по основной планировочной компоновке шахты, объединяются и взаимоувязываются в пространстве все рассматриваемые технологические подсистемы шахты. В этой подсистеме устанавливается следующее: технологическая модель и варианты подземной части технологической модели шахты для ряда возможных производственных мощностей предприятия; число горизонтов в шахтном поле; порядок отработки пластов и шахтного поля; протяженность, сечения и объемы выработок для вскрытия и подготовки шахтного поля, т. е. стволов, капитальных, панельных ярусных и блоковых квершлагов, наклонных, панельных или блоковых выработок, магистральных выработок основных горизонтов и выработок вентиляционного и водоотливного горизонтов; количество воздуха, подаваемого по горным выработкам, схемы проветривания и депрессия блоков и шахты в целом, а также способы и средства управления вентиляцией шахты, мероприятия по осушению и расположению водоотливных установок, общешахтному подземному электроснабжению. Определяются затраты труда в период эксплуатации данной подсистемы без учета трудоемкости работ по другим подсистемам.

В подсистеме «технология магистрального транспорта и подъема» устанавливаются способы, средства и затраты труда на подъем и транспорт основной (угля и горной массы) и вспомогательный (людей, материалов и оборудования) — по стволам и магистральным выработкам горизонтов, а также на проведение панельных наклонных и горизонтальных выработок, т. е. выработок, вскрывающих и подготавливающих шахтные поля.

В подсистеме «технология поверхности шахты» определяются способы, средства и затраты труда на поверхностные комплексы, установки, сооружения и хозяйства промплощадок, которые включают принципиальные технические решения по эксплуатации комплекса главного, вспомогательного и блоковых стволов, вентиляторных установок для проветривания шахты и кондиционирования воздуха, складов, мастерских, комплекса погрузки продукции, породных комплексов, средств автоматизации, электроснабжения, связи, водоснабжения и очистки шахтных вод, котельной, гаража, административно-бытового комбината и др.

В подсистеме «управление шахтой» определяются основные положения, методы и средства организации, планирования и управления производственными процессами шахты, развитием работ и хозяйственной деятельностью предприятия.

В качестве входов для каждой из подсистем принимаются горно-геологические условия разработки пластов в шахтном поле, включающие количественную и качественную характеристику

горно-геологических факторов. Ввиду того, что подсистемы в системе «шахта» взаимосвязаны и решаются совместно, выходы одних подсистем являются в то же время входом для других. Эти входы подсистем будут описаны ниже, при рассмотрении связей между подсистемами.

Для определения функции цели технологических подсистем — трудоемкости работ на 1000 т необходимо установить долевое участие трудозатрат каждой из подсистем в общей трудоемкости работ по добыче в шахте.

Зная трудоемкость работ по шахте $T_{ш}$, показатель уровня технологии $У_{ш}$ и долевое участие k_i трудоемкости каждой из выделенных подсистем в общей трудоемкости работ, можно определить функции цели — трудоемкость работ (верхний ее предел) по каждой технологической подсистеме следующим образом:

$$\max T_{о.р} = k_{о.р} \cdot \max T_{ш} = k_{о.р} \frac{1}{\gamma m} У_{ш};$$

$$\max T_{п.р} = k_{п.р} \cdot \max T_{ш} = k_{п.р} \frac{1}{\gamma m} У_{ш};$$

$$\max T_{в.п} = k_{в.п} \cdot \max T_{ш} = k_{в.п} \frac{1}{\gamma m} У_{ш};$$

$$\max T_{м.т.п} = k_{м.т.п} \cdot \max T_{ш} = k_{м.т.п} \frac{1}{\gamma m} У_{ш};$$

$$\max T_{п} = k_{п} \cdot \max T_{ш} = k_{п} \frac{1}{\gamma m} У_{ш},$$

где $\max T_{о.р}$, $\max T_{п.р}$, $\max T_{в.п}$, $\max T_{м.т.п}$ и $\max T_{п}$ — соответственно верхний предел трудоемкости работ по подсистемам: «технология очистных работ», «технология подготовительных работ», «вскрытие и подготовка шахтного поля», «технология магистрального транспорта и подъема» и «технология поверхности» в целом по шахте; $k_{о.р}$, $k_{п.р}$, $k_{в.п}$, $k_{м.т.п}$, $k_{п}$ — безразмерные показатели, определяющие (в процентах) долевое участие трудоемкости по приведенным выше подсистемам в общей трудоемкости работ; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — объемная масса угля, т/м³.

В качестве функции цели подсистемы «управление шахтой» принимается обеспечение заданных показателей работы предприятия.

Как было сказано выше, базовой основой, определяющей значительное повышение производительности труда и эффективности производства, являются концентрация и интенсификация работ. Поэтому в качестве ограничений в подсистеме «технология очистных работ» приняты максимальное значение показателя уровня концентрации горных работ (число очистных забоев на 1000 т среднесуточной добычи шахты) $\max K_{г.р}$ и минимальное значение показателя уровня интенсификации горных работ $\min I_{г.р}$.

Кроме того, основным фактором, определяющим уровень концентрации и интенсификации горных работ, является нагрузка на очистной забой, поэтому при конструировании подсистемы «технология очистных работ» необходимо обеспечить главное качественное требование: достижение в рассматриваемых условиях максимально возможной нагрузки на очистной забой шах $A_{оч}$.

Выходом подсистемы «технология очистных работ» являются наиболее эффективные в рассматриваемых условиях система разработки и технологическая схема ведения очистных работ, параметры которых соответствуют параметрам заданной функции цели — трудоемкости очистных работ (максимальному значению) шах $T_{о.р}$ и ограничениям — максимальному значению показателя концентрации шах $K_{г.р}$ и минимальному значению показателя интенсификации горных работ $\min I_{г.р}$, следовательно, зависимость между названными величинами можно выразить следующим образом:

$$\min T'_{о.р} \leq \max T_{о.р}; \quad \min K'_{г.р} \leq \max K_{г.р}; \quad \max I'_{г.р} \geq \min I_{г.р},$$

где $\min T'_{о.р}$, $\min K'_{г.р}$ и $\max I'_{г.р}$ — соответственно трудоемкость работ (выходов на 1000 т) и показатели концентрации и интенсификации горных работ.

При разработке технологии подготовительных работ помимо обязательного соответствия ее поставленной цели (обеспечения заданного уровня трудоемкости работ на 1000 т добычи) необходимо соблюдение условия, заключающегося в том, что время подготовки выемочных участков t_n к началу ведения очистных работ должно быть меньше или равно (с определенным запасом τ) времени их отработки t_o , т. е.

$$t_n \leq \tau t_o. \quad (6.2)$$

Выполнение этого условия является ограничением подсистемы «технология подготовительных работ».

В свою очередь, время отработки выемочного участка будет

$$t_o = \frac{L_{ст}}{v_o} \cdot \quad (6.3)$$

где $L_{ст}$ — длина выемочного участка, м;

v_o — скорость продвижения очистного забоя, м/сут.

Время подготовки выемочного участка t_n определяется из следующего выражения:

$$t_n = \frac{L_{ст}}{v_n} + \frac{l_n}{v_{р.н}} + t_{м.о} + t_{м.п},$$

где v_n — скорость проведения подготовительных выработок, м/сут;

l_n — длина лавы, м;

$v_{р.н}$ — скорость проведения разрезной печи, м/сут;

$t_{м.о}$ — время монтажа оборудования, используемого при эксплуатации выемочного участка, дни;

$t_{м.п}$ — время монтажа и демонтажа оборудования для проведения выработок выемочного участка, дни.

Тогда условие (6.2) можно представить в следующем виде:

$$\frac{L_{ст}}{v_0} \geq \tau \left(\frac{L_{ст}}{v_{п}} + \frac{l_n}{v_{р.п}} + t_{м.о} + t_{м.п} \right).$$

Из полученного выражения определим скорость (нижний предел) проведения подготовительных выработок выемочного участка $\min v_{п}$

$$\min v_{п} = \frac{\tau v_0}{1 - \frac{\tau v_0}{L_{ст}} \left(\frac{l_n}{v_{р.п}} + t_{м.о} + t_{м.п} \right)},$$

которая и является ограничением подсистемы «технология подготовительных работ».

Как известно, на производительность труда проходчиков и эффективность технологической схемы помимо механизации и автоматизации процессов проведения выработок большое влияние оказывают темпы проведения. Кроме того, от скорости проведения зависит число одновременно проводимых выработок по шахте, а следовательно, и трудоемкость подготовительных работ на 1000 т добычи. Поэтому при конструировании этой подсистемы необходимо также учитывать следующее качественное требование: достижение в рассматриваемых условиях максимально возможной скорости проведения подготовительных выработок шах $v_{п}$.

Выходом подсистемы «технология подготовительных работ» является конструирование наиболее эффективных в рассматриваемых условиях технологических схем проведения подготовительных и нарезных выработок, количественной оценки их параметров и числа одновременно проводимых выработок, приходящихся на один выемочный участок, которые отвечают требованиям заданной функции цели — трудоемкости подготовительных работ шах $T'_{п.р}$, а в качестве ограничения принимается время τt_0 . Следовательно, между величинами выхода подсистемы существует зависимость, выражаемая неравенствами:

$$\min T'_{п.р} \leq \max T_{п.р};$$

$$\min t_{п} \leq \tau t_0,$$

где $\min T'_{п.р}$ и $\min t_{п}$ — трудоемкость работ на 1000 т добычи и время подготовки выемочного участка, полученные в результате конструирования подсистемы «технология подготовительных работ».

В подсистеме «вскрытие и подготовка шахтного поля» помимо заданной функции цели определяются качественные требования, которые предусматривают технические решения, обеспечивающие минимально возможные протяженности (м) и объемы (м³) горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля $\min L'_z$,

$\min v'_z$, приходящиеся на 1000 м² площади пластов в шахтном поле и на 1000 т промышленных запасов шахты $\min L_z$, $\min v_z$, а также на 1000 т ее годовой мощности $\min L_A$, $\min v_A$. Выработками для вскрытия и подготовки шахтного поля являются выработки, объединяющие и связывающие все технологические процессы или подсистемы шахты. Эти выработки не включают подготовительные выработки выемочных участков, представляющие собой элементы подсистем, рассматривающих очистные и подготовительные работы в шахте.

Выходом подсистемы «вскрытие и подготовка шахтного поля» является технологическая модель шахты с параметрами, обеспечивающими высокий уровень концептрации и интенсификации работ, и варианты подземной части технологической модели шахты для принятой производственной мощности, отвечающей заданной функции цели, выраженной уравнением $\min T'_{в.п} \leq \leq \max T_{в.п}$. Следовательно, должно соблюдаться условие, когда полученная в результате конструирования вариантов подсистемы трудоемкость работ на 1000 т добычи $\min T'_{в.п}$ будет меньше или равна заданной трудоемкости вскрытия и подготовки шахтного поля $\max T_{в.п}$, а также будет удовлетворять качественным требованиям вышеприведенных показателей удельной протяженности и объемов горных выработок.

В подсистеме «технология магистрального транспорта и подъема» необходимо соответствие ее заданной функции цели, т. е. выполнение условия

$$\min T'_{м.т.п} \leq \max T_{м.т.п},$$

где $\min T'_{м.т.п}$ — трудоемкость по сконструированной подсистеме на 1000 т добычи;

$\max T_{м.т.п}$ — заданная ее величина.

Кроме того, разрабатывая данную подсистему, следует учитывать обязательное качественное требование к средствам основного и вспомогательного транспорта и подъема: возможность его использования при минимально возможных сечениях транспортных выработок $\min S_T$.

Выходом этой подсистемы является наиболее эффективная в рассматриваемых условиях технология основного и вспомогательного магистрального транспорта и подъема для принятых величин производственной мощности шахты.

Подсистема «технология поверхности шахты» должна отвечать поставленной перед ней функции цели:

$$\min T'_п \leq \max T_п,$$

где $\min T'_п$ — определяемая трудоемкость по подсистеме на 1000 т суточной добычи шахты;

$\max T_п$ — заданная ее величина.

Выходом данной подсистемы являются эффективные варианты технологии поверхности шахты для принятых значений производственной мощности предприятия.

Выходом подсистемы «управление шахтой» являются способы и средства организации, планирования и управления производственными процессами шахты, развитием работ и хозяйственной деятельностью предприятия, обеспечивающих заданные высокие технико-экономические показатели работы шахты.

§ 5. Связи подсистем в системе «шахта»

Как уже отмечалось, подсистемы в системе «шахта» функционально связаны между собой, т. е. выход одних подсистем является входом для других (см. рис. 6.2).

Одним из основных достоинств системного подхода к конструированию технологической модели шахты является возможность гармоничного взаимоувязанного и эффективного сочетания технологических процессов и планировочных решений предприятия, обеспечивающих добычу угля и выполнение поставленной функции цели. Такое сочетание подсистем или технологических процессов и планировочных решений в системе «шахта» достигается вследствие связей между ними, которые оказывают влияние на технические решения, элементы и параметры конструируемых подсистем. В свою очередь, обратные связи обеспечивают соответствие между поставленной функцией цели на входе системы и подсистемами с полученными результатами на выходе.

Подсистема «технология очистных работ» (*ТОР*) (рис. 6.2) является основной, так как непосредственно эта подсистема охватывает процесс добычи угля в шахте; *ТОР* естественно связана со всеми подсистемами, т. е. ее выход является для них входом. Конструирование этой подсистемы осуществляется в тесной взаимосвязи с подсистемой «технология подготовительных работ» (*ТПР*) и в некоторой связи с подсистемой «вскрытие и подготовка шахтного поля» (*ВП*).

Последние, получив от подсистемы *ТОР* на вход данные, в процессе конструирования при необходимости могут скорректировать ее некоторые элементы или параметры.

Подсистема *ТОР* передает подсистеме *ТПР* в качестве входных данных параметры и форму сечения, крепления и способов охраны подготовительных и нарезных выработок; расположение этих выработок относительно элементов залегания и мощности пласта, а также по отношению друг к другу; их протяженность; скорость подвигания очистных забоев; время отработки выемочного участка; нагрузку на очистной забой.

При разработке технологии проведения подготовительных выработок может оказаться, что применяемые средства потребуют некоторого уточнения формы и параметров сечения выработок. Поэтому подсистема *ТПР* передает в подсистему *ТОР* соответствующие данные для определения показателей концентрации и интенсификации горных работ $K_{г.р}$ и $I_{г.р}$, а также сведения

о суточных объемах попутной добычи угля, получаемой при проведении выработок во время подготовки выемочных участков.

Если принятые технические решения удовлетворяют функциям цели и ограничениям подсистем *ТОР* и *ТПР*, то разработку технологических моделей очистных и подготовительных работ на этом этапе можно считать законченной, их выход передается на вход других подсистем.

Подсистема «управление шахтой» (*УШ*) представляет на вход технологических подсистем соответствующие требования и необходимые данные для ее конструирования и эффективного функционирования. В свою очередь, полученные в процессе конструирования подсистем соответствующие данные передаются в подсистему *УШ*.

Как уже отмечалось, подсистема «вскрытие и подготовка шахтного поля» (*ВП*) объединяет и взаимодействует в пространстве все технологические подсистемы шахты. Она конструируется в тесной взаимосвязи с подсистемами «технология магистрального транспорта и подъема» (*ТМТП*), «технология поверхности» (*ТП*), а также в некоторой степени с подсистемами *ТОР* и *ТПР*.

Подсистемы *ТОР* и *ТПР* передают на вход подсистемы *ВП* свои выходы, т. е. принятые технологические модели очистных и подготовительных работ с установленными параметрами и технико-экономическими показателями, включающими систему разработки; направление подвигания очистных и подготовительных забоев; параметры выемочного участка; нагрузку на выемочные участки; число, расположение и сечение подготовительных выработок выемочного участка, сопрягающихся с выработками, подготавливающими шахтные поля; объемы добываемого угля и породы при проведении подготовительных выработок и их число в одновременной проходке, приходящееся на один выемочный участок; средства основного и вспомогательного транспорта; перевозимые грузы (оборудование, материалы) для выемочного участка и число одновременно проводимых выработок для подготовки одного добычного участка; схемы вентиляции и количество воздуха, подаваемого на выемочный участок, и одновременно проводимые выработки по его подготовке; параметры электроснабжения и др.

При наличии на входе этих данных в подсистеме *ВП* разрабатываются варианты вскрытия и подготовки шахтного поля с разбивкой на блоки, панели или блок-панели со схемами транспорта, подъема и вентиляции шахты. Данные разрабатываемых вариантов модели в части расположения и видов вскрываемых выработок, т. е. главного и вспомогательного (блокового) стволов, передаются в подсистему «технология поверхности шахты» (*ТП*), в которой, в свою очередь, корректируются и затем возвращаются обратно в подсистему *ВП*.

Кроме того, данные о сопряжениях подготовительных выработок выемочного участка с выработками по подготовке шахтного

поля и длине стволов передаются для привязки в подсистемы *ТОР* и *ТПР*. При необходимости подсистема *ТПР* разрабатывает технологию проведения этих выработок (наклонных квершлагов, гезенков, горных бункеров, заездов), а подсистема *ТОР* — способы и средства передачи добытого угля на магистральный транспорт.

Таким образом, осуществляется взаимоувязка подсистемы *ВП* с технологическими подсистемами. Однако, как отмечалось, наиболее тесную связь *ВП* имеет с подсистемой «технология магистрального транспорта и подъема» (*ТМТП*).

Подсистема *ВП* передает подсистеме *ТМТП* необходимые данные для выбора средств и параметров основного и вспомогательного транспорта, а также аккумулирующих и аварийных емкостей (например, нагрузка на стволы, блокочные, панельные выработки; выработки основных горизонтов; протяженность всех этих выработок, количество, виды и объем перевозимых по ним грузов и др.).

В свою очередь, подсистемы *ТОР* и *ТПР* передают подсистеме *ТМТП* для увязки данные о принятых средствах основного и вспомогательного транспорта.

Используя эти данные, подсистема *ТМТП*, в свою очередь, выдает подсистеме *ВП* соответствующие сведения о средствах магистрального транспорта и подъема, нужные для определения сечений горных выработок.

После выбора в подсистеме *ВП* наиболее эффективного варианта вскрытия и подготовки шахтного поля разрабатываются варианты подземной части технологической модели шахты с рядом значений производственной мощности шахты, отвечающих функции цели и требованиям подсистемы *ВП*.

Выходы технологических подсистем шахты передаются в подсистему «технология поверхности шахты», на основе которой разрабатываются эффективные варианты технологической модели поверхности шахты с учетом производственной мощности угледобывающего предприятия, принятой в подсистеме *ВП*.

§ 6. Выход системы «шахта»

Выход системы «шахта» формируется на основе выходов других подсистем, т. е. с учетом их наиболее эффективных и гармонично взаимоувязанных технических решений и параметров. На выходе системы производится определение производственной мощности шахты.

Для этого на основе вариантов технологической модели шахты с принятыми значениями ее мощности разрабатывается экономико-математическая модель предприятия, критерием оптимальности которой является производительность труда или трудоемкость работ по добыче на 1000 т.

В табл. 6.1 приведена экономико-математическая модель технологической схемы шахты, разработанная для условий разработки

| Система «шахта» и ее подсистемы | Показатель трудоемкости |
|---|---|
| Система «шахта»
Подсистемы:
«технология очистных работ» | $T_{ш} = T_{о.р} + T_{п.р} + T_{в.п} + T_{м.т.п} + T_{пов}$ $T_{о.р} = \frac{1000}{A_{л}} \left\{ \frac{N_{о.з}}{C_{п.з}} + \frac{L}{1000} \left[\frac{1}{C_{п.з}} \left(\frac{r'_{см}}{q_{к.л.д}} + q_{к.л.р} \right) + \frac{1+2n_0}{2} (q_{п.в.л} + q_{п.п}) \right] + n_{с.в} + q_{в.к} + q_{о.п} + q_{м.с} \right\} +$ $+ \frac{1000}{m\gamma c C_{п.з}} \left[\frac{q_{о.м} G_0}{L} + q_{к.т.о} 0,64885 \left(\frac{A_{л}}{1000} \right)^{0,4769} \right] +$ $+ \frac{L}{2A_{ч}} (q_{п.в.л} + q_{п.п})$ |
| «Технология подготовительных работ» | $T_{п.р} = \frac{1000}{m\gamma c} \left(\frac{1}{l_ч} + \frac{n_{п}}{l} \right) \left\{ \frac{1}{L} \left[\left(\frac{N_{п.з}}{C_{п.з}} + n_{с.в} \right) \times \right. \right.$ $\times \left(\frac{L}{v_{п.в}} + \frac{l}{v_{н.в}} + t_{о.м} + t_{м.п} \right) + \left. \frac{q_{м.п} G_{м.п}}{C_{п.з}} \right] +$ $+ \frac{q_{м.к.п}}{C_{п.з}} 0,6485 \left(\frac{A_{штр}}{1000} \right)^{0,4769} + \frac{1}{1000} \times$ $\times \left[\left(\frac{r'_{с.м}}{q_{к.п.д}} + q_{к.п.р} \right) \left(\frac{L}{v_{п.в}} + \frac{l}{v_{н.в}} + t_{о.м} + t_{м.п} \right) + \right.$ $\left. + \frac{t_{г}}{2} (q_{п.в.л} + q_{п.п}) \right]$ |
| «Вскрытие и подготовка шахтного поля» | $T_{в.п} = \frac{1000}{n_{л.бл} A_{л} C_{п.з}} \left\{ \frac{L_{бл}}{1000} [n_{м.в} (q_{п.в.м} + q_{п.п}) + \right.$ $+ n_{вс.гор} n_{с.в} (q_{п.вс} + q_{п.п}) + n_{кв} (q_{п.б.к} + q_{п.п})] +$ $+ q_{вод} + q_{бл.ств} n_{бл.ств} \left. \right\} + \frac{1}{A_{ш}} \{ L_{т.к} (q_{п.т.к} + q_{п.п}) +$ $+ L_{в.к} (q_{п.в.к} + q_{п.п}) + L_{п.ств} (q_{п.п.ств} + q_{п.п}) \} +$ $+ 1000 N_{ст.о}$ |
| «Технология магистрального транспорта и подъема» | $T_{м.т.п} = \frac{1000}{n_{л.бл} A_{л} C_{п.з}} \left\{ \frac{1}{1000} \left[L_{бл} \left(\frac{r'_{см}}{q_{к.м.д}} + q_{к.м.р} \right) + \right. \right.$ $+ r'_{см} (n_{с.в} + n_{т}) +$ $\left. \left. + \frac{q_{к.м.д} v_{л} l 0,06485 \left(\frac{A_{л}}{1,2 \cdot 1000} \right)^{0,4769}}{L n_{бл}} \right] \right\} +$ $+ \frac{1000}{A_{ш}} \left\{ \frac{1}{1000} \left[L_{т.к} \left(\frac{r'_{см}}{q_{к.к.д}} + q_{к.к.р} \right) \right] + \right.$ $+ L_{к.ств} \left(\frac{r'_{см}}{q_{к.ств.д}} + q_{к.ств.р} \right) + \frac{L_{м.ств}}{q_{м.ств}} \left. \right\} +$ $+ N_1 + q_{м.м.д} 0,06485 \left(\frac{2A_{л}}{1,2 \cdot 1000} \right)^{0,4769}$ |

| Система «шахта» и ее подсистемы | Показатель трудоемкости |
|---------------------------------|--|
| «Технология поверхности шахты» | $T_{\text{пов}} = \frac{1000}{A_{\text{ш}}} (N_{\text{т. к. г. ств. п}} + N_{\text{вс. ств. п}} + N_{\text{скл}} + N_{\text{конт}} + N_{\text{маст}} + N_{\text{в. ств}} + N_{\text{ст. о}} + N_{\text{погр}} + N_{\text{пор. к}} + N_{\text{вод}} + N_{\text{кот}} + N_{\text{гар}} + N_{\text{а-б. к}} + N_{\text{прач}} + N_{\text{св}} + N_{\text{пр}}) + \frac{1000q_{\text{бл. ств}}^{\text{бл. ств}}}{A_{\text{л}}^{\text{л. бл}} C_{\text{п. з}}}$ |

Примечание.

- $T_{\text{ш}}$ — трудоемкость добычи угля рабочего по шахте, чел/1000 т;
- $A_{\text{л}}$ — среднесуточная нагрузка на лаву, т;
- $N_{\text{о. з}}$ — численность рабочих в очистном забое (выход/сут);
- $C_{\text{п. з}}$ — долевое участие добычи угля из подготовительных забоев;
- L — длина выемочного столба, м;
- $r_{\text{см}}$ — число смес по добыче угля;
- $q_{\text{к. л. д}}$ — норматив численности дежурных электрослесарей, обслуживающих конвейерные выработки лав, чел/км;
- $q_{\text{к. л. р}}, q_{\text{к. п. р}}, q_{\text{к. м. р}}$ — нормативы численности электрослесарей по ремонту соответственно конвейеров в подготовительных выработках лав, подготовительных и магистральных выработках, чел/км;
- $n_{\text{в}}$ — число выработок, обслуживающих две смежные лавы (поддерживаемых два срока);
- $q_{\text{п. в. л}}, q_{\text{п. в. м}}$ — нормативы численности рабочих, занятых на поддержание соответственно подготовительных выработок лав, транспортных и магистральных штреков, чел/км;
- $q_{\text{п. п}}$ — норматив численности рабочих, занятых содержанием и ремонтом дорожных покрытий в шахте, чел/км;
- $n_{\text{с. в}}$ — число самоходных вагонеток, обслуживающих одну лаву или один блок;
- $q_{\text{в. к}}$ — норматив численности крепильщиков на участке вентиляции, чел/лаву;
- $q_{\text{о. п}}$ — норматив численности горнорабочих, занятых побелкой выработок, чел/лаву;
- $q_{\text{м. с}}$ — норматив численности рабочих маркшейдерской службы, приходящейся на одну лаву, чел;
- m — вынимаемая мощность пласта, м;
- l — длина лавы, м;
- γ — объемная масса угля, т/м³;
- c — коэффициент извлечения угля;
- $q_{\text{о. м}}$ — норматив численности рабочих, занятых на монтаже-демонтаже оборудования очистного забоя, чел/т;
- $G_{\text{о}}$ — масса оборудования очистного забоя, т;
- $q_{\text{к. т. о}}$ — норматив численности рабочих, занятых на монтаже-демонтаже конвейеров в транспортных выработках лав, чел/т;
- $A_{\text{ч}}$ — среднесуточная нагрузка на одну обособленно проветриваемую часть лавы, т;
- $l_{\text{ч}}$ — длина одной обособленно проветриваемой части лавы, м;
- $n_{\text{п}}$ — число подготовительных выработок лавы за вычетом числа обособленно проветриваемых;
- $N_{\text{п. в}}$ — численность рабочих в подготовительном забое, выход/сут;
- $v_{\text{п. в}}$ — средняя скорость проведения подготовительных выработок, м/сут;
- $v_{\text{н. в}}$ — средняя скорость проведения нарезных выработок, м/сут;
- $t_{\text{о. м}}$ — время, затрачиваемое на монтаж оборудования очистного забоя, сут;
- $t_{\text{м. л}}$ — время, затрачиваемое на монтаж оборудования в подготовительном забое, сут;
- $t_{\text{м. п}}$ — норматив численности рабочих, занятых на монтаже-демонтаже оборудования в подготовительном забое, чел/т;
- $v_{\text{л}}$ — среднесуточная скорость подвигания лавы, м;

- $G_{м. п}$ — масса оборудования в подготовительном забое, т;
 $q_{м. к. п}$ — норматив численности рабочих, занятых на монтаже конвейеров в подготовительных выработках, чел/т;
 $A_{штр}$ — попутная добыча угля в подготовительных выработках за сутки, г;
 $q_{к. п. д}$ $q_{к. м. д}$ — норматив численности дежурных электрослесарей, обслуживающих подготовительные и магистральные выработки, чел/км;
 $t_{г}$ — число рабочих дней в году;
 $n_{л. бл}$ — число лав в блоке;
 $L_{бл}$ — размер блока по простиранию, м;
 $n_{м. в}$ — число магистральных выработок в блоке;
 $n_{вс. гор}$ — число вспомогательных горизонтов в шахтном поле;
 $n_{вс. в}$ — число вспомогательных выработок на каждом вспомогательном горизонте;
 $q_{п. вс}$ — норматив численности рабочих, занятых на поддержании вспомогательных выработок, чел/км;
 $n_{кв}$ — число квершлагов в блоке;
 $q_{п. б. к}$ — норматив численности рабочих, занятых поддержанием блоковых квершлагов, чел/км;
 $q_{вод}$ — норматив численности рабочих, обслуживающих одну водоотливную установку, чел/км;
 $q_{бл. ств}$ — норматив численности рабочих, обслуживающих один блоковый ствол, чел/смен;
 $n_{бл. ств}$ — число стволов в блоке;
 $L_{т. к}$ — длина транспортных квершлагов, м;
 $q_{п. т. к}$ — норматив численности рабочих, занятых поддержанием транспортных квершлагов, чел/км;
 $L_{в. к}$ — длина вспомогательных квершлагов, м;
 $q_{п. в. к}$ — норматив численности рабочих, занятых поддержанием вспомогательных квершлагов, чел/км;
 $L_{н. ств}$ — длина наклонного ствола, м;
 $q_{п. н. ств}$ — норматив численности рабочих, занятых поддержанием наклонного ствола, чел/км;
 $N_{ст. о}$ — число подземных рабочих, занятых обслуживанием стационарных машин и механизмов;
 $r'_{см}$ — число рабочих смен на шахте;
 $n_{бл}$ — число блоков в шахтном поле;
 $q_{к. к. д}$ $q_{к. к. р}$ — норматив численности рабочих, занятых обслуживанием конвейеров в транспортных квершлагах и ремонтом конвейеров в транспортных квершлагах, чел/км;
 $L_{к. ств}$ — длина конвейера в наклонном стволе, м;
 $q_{к. ств. д}$ — норматив численности дежурных электрослесарей, занятых обслуживанием конвейеров наклонного ствола, чел/км;
 $q_{к. ств. р}$ — норматив численности электрослесарей, занятых ремонтом конвейеров наклонного ствола, чел/км;
 $L_{м. ств}$ — длина монорельсовой дороги в наклонном стволе, м;
 $q_{м. ств}$ — норматив численности слесарей, занятых обслуживанием и ремонтом монорельсовой дороги в наклонном стволе, чел/км;
 $N_{в. ств}$ — число рабочих, обслуживающих вспомогательные стволы (подземных);
 $q_{м. м. д}$ — норматив численности рабочих, занятых монтажом монорельсовой дороги, чел/км;
 $N_{т. к. г. ств. п}$ — число рабочих технологического комплекса главного ствола на поверхности;
 $N_{вс. ств. п}$ — число рабочих вспомогательного ствола на поверхности;
 $N_{скл}$ — число рабочих склада на поверхности;
 $N_{конт}$ — число рабочих, обслуживающих контейнерную перевозку оборудования и материалов;
 $N_{маст}$ — число рабочих ремонтных мастерских на поверхности;
 $N_{ст. о}$ — число рабочих, обслуживающих стационарные машины и механизмы на поверхности;

| | |
|-----------------------|--|
| $N_{\text{погр}}$ | — число рабочих, занятых погрузкой угля на поверхности; |
| $N_{\text{пор. к}}$ | — число рабочих породного комплекса на поверхности; |
| $N_{\text{вод}}$ | — норматив численности рабочих, занятых водоснабжением шахты на поверхности, чел/сут; |
| $N_{\text{кот}}$ | — число рабочих, обслуживающих котельную; |
| $N_{\text{гар}}$ | — число рабочих гаража самоходных вагонеток и автомашин; |
| $N_{\text{прач}}$ | — число рабочих прачечной; |
| $N_{\text{а-б. к}}$ | — число рабочих административно-бытового комбината; |
| $N_{\text{св}}$ | — число рабочих телефонной и диспетчерской связи на поверхности; |
| $q_{\text{бл. ст в}}$ | — норматив численности рабочих на поверхности, обслуживающих блоковые стволы, чел/сут. |
| $N_{\text{пр}}$ | — число прочих рабочих на поверхности; |

пологих пластов тонких и средней мощности при отработке шахтного поля лавами по падению и восстанию.

Как видно из приведенной экономико-математической модели, все параметры, входящие в нее (кроме мощности шахты) известны. Поэтому для определения производственной мощности шахты график зависимости производительности труда или трудоемкости работ на 1000 т строится на основе этого исходного параметра. По такому графику, зная промышленные запасы шахтного поля и предел срока службы шахты, определяется производственная мощность предприятия и соответствующая ей технологическая модель.

Установив мощность шахты и имея на выходе системы параметры и показатели каждой из подсистем, определяются технико-экономические показатели технологической модели угледобывающего предприятия.

Таким образом, выходом системы «шахта» является технологическая модель шахты, обладающая технико-экономическими показателями, отвечающими заданным требованиям функции цели системы — трудоемкости работ по добыче шах $T_{\text{ш}}$ (верхнего предела) и ограничениям — показателю концентрации горных работ шах $K_{\text{г. р}}$ (верхнего предела) и показателю интенсификации горных работ $\min I_{\text{г. р}}$ (нижнего предела), т. е. соответствует следующим условиям:

$$\begin{aligned} \min T'_{\text{ш}} &\leq \max T_{\text{ш}}; \\ \min K'_{\text{г. р}} &\leq \max K_{\text{г. р}}; \\ \max I'_{\text{г. р}} &\geq \min I_{\text{г. р}} \end{aligned}$$

где $\min T'_{\text{ш}}$, $\min K'_{\text{г. р}}$, $\max I'_{\text{г. р}}$ — соответственно трудоемкость работ по добыче на 1000 т и показатели концентрации и интенсификации горных работ, полученные в результате конструирования технологической модели шахты.

Технологическая модель шахты и ее технико-экономические показатели служат основой для разработки технико-экономических обоснований строительства шахты и затем технического проекта.

Глава III

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНЫХ ПОЛЕЙ

§ 1. Основные принципы и методические положения разработки технологических схем

В основу разработки технологических схем исходя из перспектив развития угольной промышленности, новейших достижений горной науки и техники заложена:

максимальная комплексная механизация очистных работ с использованием горной техники в соответствующих горно-геологических условиях при рациональных параметрах выемочных полей;

комплексное решение вопросов механизации очистных и подготовительных работ, подземного транспорта, вентиляции, электроснабжения и безопасности в пределах выемочного поля.

Разработка угольных пластов должна производиться путем широкого применения полевой подготовки пластов, перехода на проведение выработок вприсечку к выработанному пространству или сохранению их для повторного использования, применения для охраны выемочных выработок специальных средств поддержания и крепления.

Воспроизводство очистного фронта обеспечивается рациональной последовательностью подготовки выемочных полей с учетом взаимного расположения выработок, схем проветривания и профилактических мероприятий, максимальной механизации подготовительных работ на базе использования наиболее прогрессивных конструкций горнопроходческого оборудования для различных горно-геологических условий шахт, включающих в основном проходческие комбайны, погрузочные и буропогрузочные машины. Транспортное оборудование при проведении выработок и последующей очистной выемке должно быть полностью унифицировано. Сечения подготовительных выработок значительно увеличены в свету, при этом сечения выемочных выработок рассчитаны не только по транспорту и проветриванию в условиях больших нагрузок, но и с запасом, обеспечивающим выход выемочных машин на штреки для безнишевой выемки угля.

В качестве средств крепления подготовительных выработок предусматривается максимальное использование податливых крепей, обеспечивающих безремонтное поддержание подготовительных выработок в течение всего срока службы.

Технологические схемы предназначаются для широкого круга горно-геологических условий, включая и сложные.

Системы разработки являются основным содержанием технологических схем. Для тонких и средней мощности пластов в качестве основной системы разработки при любых углах падения принимается столбовая система разработки. В условиях слабых неустойчивых пород на глубоких горизонтах шахт возможно применение сплошной системы разработки с охраной выработок бутовыми полосами.

В качестве основных систем разработки для гидравлической добычи предусмотрены камерно-столбовая система и система разработки подэтажным обрушением. На весьма тонких пологих пластах с неустойчивыми боковыми породами проектируется применение бурошнековой выемки.

Мощные пологие и наклонные пласты разрабатываются с использованием систем разработки наклонными слоями и системы разработки длинными столбами как с выемкой сразу на полную мощность, так и с выпуском угля подкровельной толщи на базе создаваемых для них средств комплексной механизации.

Для разработки мощных крутых пластов предусмотрено применение систем разработки с гидравлической закладкой выработанного пространства (длинными столбами и наклонными слоями с выемкой по восстанию и по простиранию) с обрушением кровли (длинными столбами по падению со щитовым перекрытием, наклонными слоями с гибким перекрытием). В соответствующих горнотехнических условиях предусмотрено разделение лавы на две обособленно проветриваемые части и прямочные схемы проветривания.

В качестве основного способа управления горным давлением принято полное обрушение кровли для преобладающего числа систем разработки в различных горно-геологических условиях.

Применение полной закладки выработанного пространства гидравлическим, пневматическим и самотечным способами, в том числе и упрочненной, предусмотрено при разработке мощных и тонких крутых пластов.

Для различных горно-геологических условий разрабатываемых пластов предусмотрены: узкозахватная комбайновая выемка в основном с механизированными агрегатированными крепями и в отдельных случаях с комплектными или индивидуальными крепями; струговая выемка с механизированными комплектными и индивидуальными крепями, бурошнековая, гидравлическая и буровзрывная выемка со щитовой крепью из-под гибкого металлического перекрытия.

В технологических схемах размеры выемочного столба рекомендуются в пределах 800—1500 м. Длина лав для пологих пластов, оборудованных механизированными комплексами, кроме условий Подмосковского бассейна, рекомендуется для комплексов

ОКП, МК и КМ-81 равной 150—180 м; для комплексов КМ-87, «Донбасс», КМ-101 — 150—220 м.

Для выемки угольных пластов, опасных по выделениям метана, по внезапным выбросам угля и газа, применительно к технологическим схемам очистных и подготовительных работ рекомендуются следующие мероприятия: подсыживание вентиляционной струи; дегазация пластов, их спутников и выработанного пространства путем отсоса газа по трубам; автоматическая газовая защита; борьба с внезапными выбросами угля и газа и угольной пыли.

§ 2. Узлы сопряжений горизонтальных и наклонных выработок

Основные требования к узлам сопряжения: полная механизация работ на погрузочных пунктах; обеспечение приема максимальных минутных грузопотоков, поступающих на сборную 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 зависит от вида транспорта угля по горизонтальным и наклонным выработкам.

Наиболее распространенными являются следующие схемы узлов сопряжений:

уголь от лавы транспортируется конвейерами по горизонтальным выработкам на сборную (обычно наклонную) конвейерную линию;

уголь от лавы транспортируется электровозами по горизонтальным выработкам на сборную (обычно наклонную) конвейерную линию;

уголь по наклонной выработке транспортируется конвейерами на магистральный конвейер главного откаточного штрека;

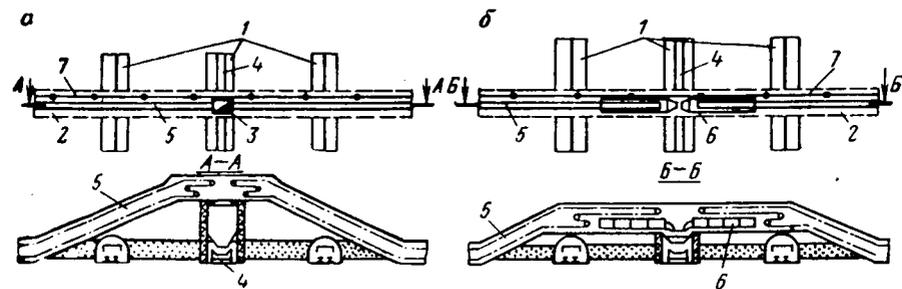


Рис. 6.3. Узел сопряжения горизонтальных и наклонных конвейерных линий:

а — с применением горного бункера; б — с применением бункера-конвейера; 1 — наклонные выработки; 2 — горизонтальная выработка; 3 — горный бункер; 4, 5 — ленточные конвейеры; 6 — бункер-конвейер; 7 — монорельсовая дорога

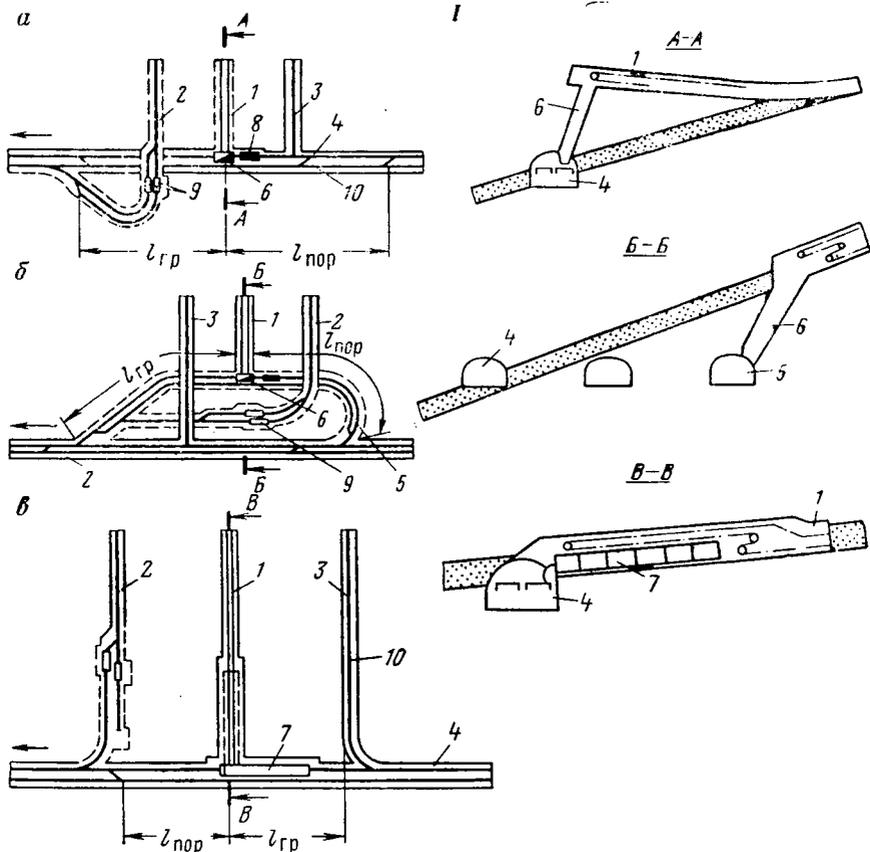
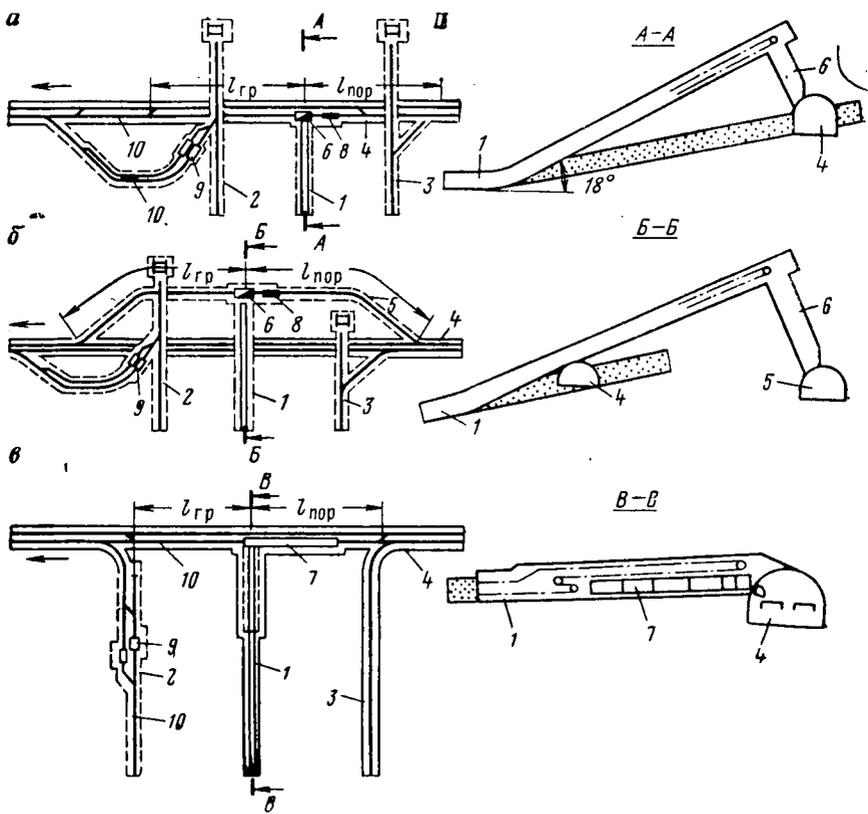


Рис. 6.4. Узлы сопряжений бремсберга (I) и
 а — горный бункер над главным откаточным штреком; б — горный бункер над обходной (уклон); 2 — вспомогательный бремсберг (уклон); 3 — людской бремсберг (уклон); 4 — 8 — автоматизированный погрузочный ком

уголь по наклонной выработке транспортируется конвейерами при магистральном электровозном транспорте.

Узлы сопряжений конвейерных линий, транспортирующих уголь от лав по штрекам со сборными конвейерными линиями наклонных выработок, могут быть двух видов (в зависимости от возможности приема максимальных минутных грузопотоков): безбункерные и с выравнивающими бункерами. Если суммарные максимальные минутные грузопотоки, поступающие из двух и более лав, не превышают приемной способности сборного конвейера, применяют безбункерные узлы сопряжений. Если же суммарный минутный грузопоток из двух или более лав превышает приемную способность конвейера, оборудуются выравнивающие (осредняющие) емкости в виде горных бункеров (рис. 6.3, а)



уклона (II) с главным откаточным штреком:

выработкой; 6 — бункер-конвейер на главном штреке; 1 — конвейерный бремсберг главного штрека; 5 — обходная выработка; 6 — горный бункер; 7 — бункер-конвейер; 9 — толкатель; 10 — рельсовый путь

или бункеров-конвейеров (рис. 6.3, б). При невозможности установки горных бункеров следует применять сборные конвейеры с более высокой приемной способностью.

Аккумулирующие емкости в виде бункера-конвейера или горного бункера позволяют обеспечить бесперебойную работу забоев лав в период кратковременных остановок конвейеров наклонных выработок. Емкости аккумулирующих бункеров для каждой лавы должны составлять не менее средней получасовой ее добычи.

На многих действующих шахтах, где панельные или капитальные бремсберги (ходки) примыкают непосредственно к главным горизонтальным выработкам, транспортирование угля от выемочных участков до околоствольного двора осуществляется

электровозной откаткой. Для обеспечения бесперебойной работы забоев лав в периоды отсутствия порожняка на погрузочном пункте при электровозной откатке по главному штреку или непродолжительных остановках магистральной конвейерной линии на главном штреке эти пункты должны иметь аккумулирующие емкости в виде бункеров-конвейеров или камер. Бункера-конвейеры следует применять при разработке угольных пластов с углами падения до 6° .

Емкость аккумулирующего бункера в узле сопряжений конвейерной линии выемочного участка с магистральной конвейерной линией главного откаточного штрека принимают из расчета размещения не менее средней получасовой добычи всех лав участка.

Размеры порожняковой ($l_{\text{пор}}$) и грузовой ($l_{\text{гр}}$) ветвей погрузочного пункта, оборудованного бункером-конвейером с емкостью, равной нормативной, должны обеспечивать размещение не менее 1,1 порожнего и груженого составов. Если емкость бункера меньше нормативной, 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 и устройства 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.

Варианты схем размещения горных и механизированных (бункеров-конвейеров) аккумулирующих бункеров на погрузочных пунктах нижних площадок бремсбергов и верхних площадок уклонов изображены на рис. 6.4.

Для обслуживания полустационарных конвейерных линий (монтаж и демонтаж конвейеров) в качестве вспомогательного транспорта следует применять:

на ярусных конвейерных просеках — монорельсовые дороги с канатной тягой или с подвесным дизелевозом;

на этажных штреках длиной более 1000—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, оборудуемых в параллельных вспомогательных наклонных выработках.

В горизонтальных выработках участка, по которым осуществляется перевозка основного количества материалов и оборудо-

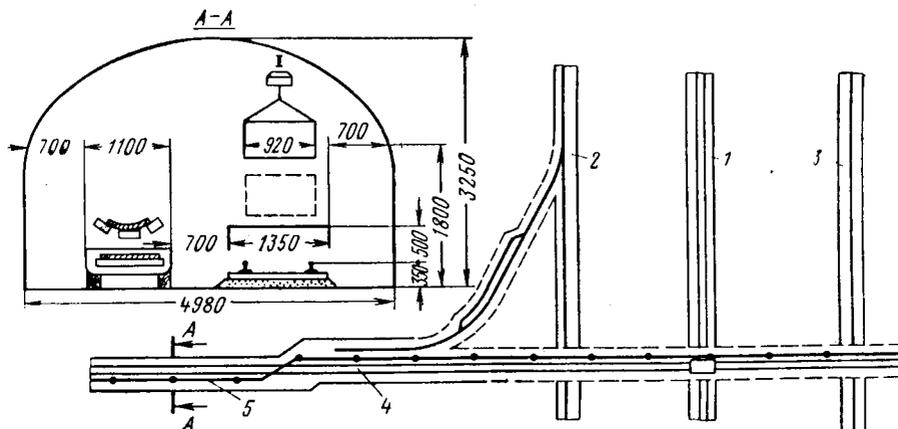


Рис. 6.5. Приемно-отправительная площадка на ярусном штреке:

1 — конвейерный бремсберг; 2 — вспомогательный бремсберг; 3 — людской бремсберг;
4 — конвейер; 5 — монорельсовая дорога

вания, для обслуживания очистных забоев следует применять грузо-людские монорельсовые дороги или электровозную откатку.

В узлах сопряжения вспомогательных наклонных выработок с горизонтальными выработками оборудуются приемно-отправительные площадки. На рис. 6.5 изображена наиболее характерная для конвейеризированных схем транспорта приемно-отправительная площадка и перегрузочный пункт на ярусном конвейерном штреке с монорельсовой дорогой.

§ 3. Технологические схемы подготовки и отработки пологих и наклонных пластов

Пологие пласты отрабатываются в основном по технологическим схемам, основанным на применении столбовых систем разработки при панельной или погоризонтной подготовке. Мощ-

ные пласты обрабатываются с использованием системы разработки наклонными слоями.

Технологическая схема подготовки и отработки пластов мощностью 0,55—6,0 м с углами падения до 10° столбами по восставию (рис. 6.6). Отработка пласта ведется прямым ходом от ствола к границам шахтного поля. Отбитый уголь поднимается на откаточный горизонт и доставляется к стволу конвейерами или в вагонетках. Между конвейерным уклоном и откаточным штреком устраивается аккумулирующий бункер. Схема проветривания

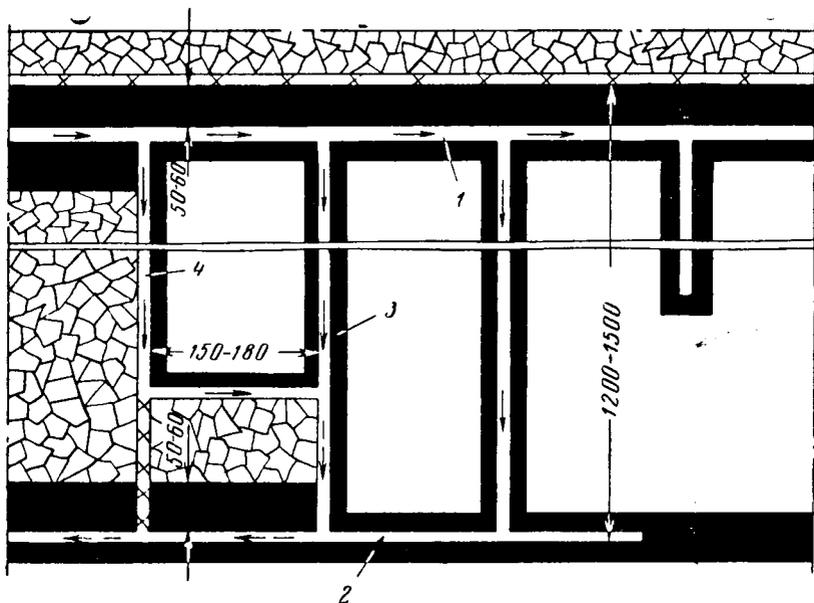


Рис. 6.6. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными столбами по восставию с обрушением:

1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — конвейерный уклон; 4 — вентиляционный уклон

прямоточная. Свежий воздух от ствола по главному откаточному штреку поступает на выемочный участок, откуда по вентиляционному уклону идет вниз, омывает очистной забой и уходит на нижний вентиляционный горизонт, по которому возвращается в околоствольный двор, и через главный ствол выдается на поверхность. По конвейерному уклону идет подсвежающая струя воздуха.

Проведение выработок в зависимости от их назначения (штрек или конвейерный уклон) и мощности пласта производится узким забоем с помощью комбайнов или погрузочных машин.

Для обособленного выпуска исходящей воздушной струи из подготовительных забоев (чтобы исключить выпуск ее в очистной

забой) служит конвейерный уклон новой лавы, который должен быть проведен на всю длину до начала очистных работ в соседнем выемочном поле. Целики между соседними выемочными полями не оставляются. Конвейерный уклон каждой лавы сохраняется и впоследствии служит вентиляционным уклоном. Охраняется он в отработанной части выемочного поля, в зависимости от конкретных условий (мощность пласта, газообильность, глубина и др.), бутовой полосой, органкой или железобетонными тумбами. Возможно применение полос из быстротвердеющих материалов.

Технологическая схема подготовки и отработки по падению пластов мощностью 1,1—3,5 м с углами падения 0—12° (рис. 6.7) предусматривает погоризонтную систему подготовки пластов и применение системы разработки длинными столбами по падению с обрушением кровли.

Подготовительные работы ведутся со значительным опережением очистных работ. Забой полевого откаточного штрека и связанного с ним вентиляционного пластового штрека должны находиться от погрузочного люка не ближе 250 м. Эти штреки соединяются между собой сбойками-заездами через каждые 150—180 м.

Очистной забой оборудуется механизированными комплексами КМ-87Д, ОКШ, ЗМК. Охрана вентиляционного и конвейерного бремсбергов, в зависимости от прочности пород кровли на сжатие и их характеристики по обрушаемости, осуществляется железобетонными тумбами, органкой крепью в один или два ряда, кострами и жесткими полосами. Применяется также арочная податливая крепь как самостоятельно, так и в сочетании с анкерной крепью. При слабых породах непосредственной кровли с временным сопротивлением на сжатие менее 300 кгс/см² применение рассматриваемой технологической схемы на глубинах 600—900 м не рекомендуется. На этих глубинах практически невозможно удержать бортовые выемочные выработки от обрушения, охраняя их указанными выше способами.

Прямоточная схема проветривания очистного забоя с под свежением и специальными мерами по предотвращению внезапных выбросов угля и газа допускает применение этой технологии на любых пластах указанной выше мощности и углов залегания.

Технологическая схема подготовки и отработки по простиранию пластов мощностью 0,5—2,2 м с углами падения 0—18° (рис. 6.8) предусматривает панельную систему подготовки выемочных участков в уклонных частях шахтного поля.

Отличительной особенностью схемы является нисходящее проветривание очистных забоев по прямоточной схеме с направлением исходящей струи на специальные вентиляционные уклоны, проведенные на границах выемочного участка (панели). Это в значительной степени уменьшает опасность увеличения концентрации метана на сопряжениях лав с выемочными штреками.

Вентиляционный штрек на откаточном горизонте в пределах целика у центральных уклонов проводится по породам кровли, непосредственно не соединяясь с уклоном. Ярусные конвейерные штреки в пределах этого же целика тоже проводятся в породах кровли над уклонами двумя выработками: собственно конвейерным штреком, соединяющимся с панельным конвейерным уклоном через бункер, и путевой обходной сбойкой, соединяющей конвейер-

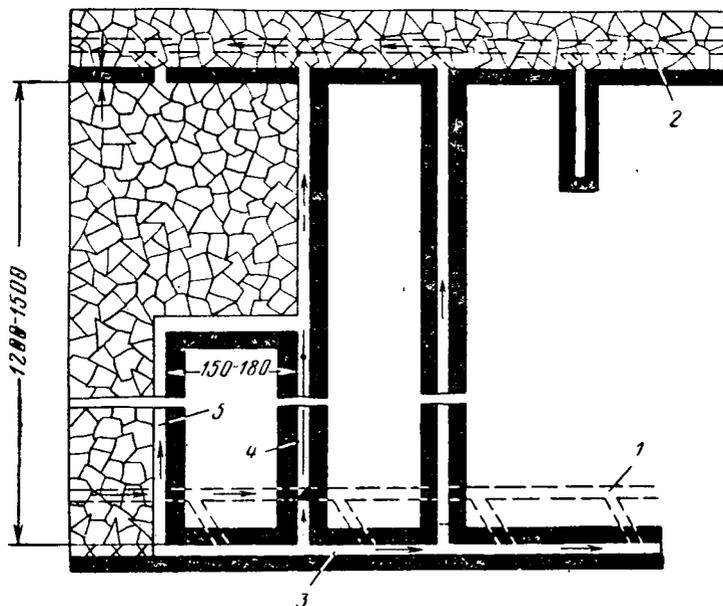


Рис. 6.7. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными столбами по падению с обрушением:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — полевой вентиляционный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — конвейерный бремсберг; 5 — вентиляционный бремсберг

ные штреки выемочных полей яруса в единую транспортную цепь. Это повышает надежность схемы проветривания и позволяет проводить ярусные штреки с применением колесного транспорта, что имеет немаловажное значение, учитывая большой выход породы при проведении из-за незначительной мощности пласта и большого (17 м^2) сечения ярусного конвейерного штрека.

В рассматриваемой технологической схеме один и тот же ярусный штрек служит конвейерным при выемке угля в верхнем ярусе и вентиляционным — для нижнего яруса. Охрана штрека со стороны выработанного пространства осуществляется железобетонными тумбами в один или два ряда в зависимости от глубины разработки. Верхний ряд тумб сплошной, нижний ряд — враз-

бежку; возможен вариант охраны жесткими полосами. Крепление ярусных штреков принято металлическими арками с анкерами или без анкеров, но с уменьшенным расстоянием между рамами крепи.

Все уклоны проводятся сверху вниз комбайнами или буровзрывным способом в режиме сотрясательного взрывания с применением погрузочных машин с навесными манипуляторами.

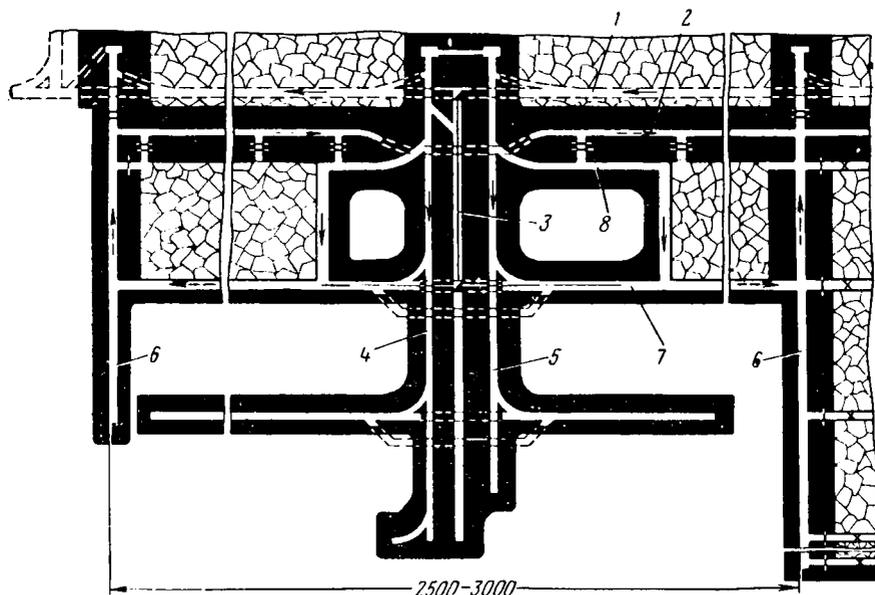


Рис. 6.8. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными столбами по простиранию с обрушением:

1 — главный откаточный штрек; 2 — главный вентиляционный штрек; 3 — панельный конвейерный уклон; 4 — панельный вспомогательный уклон; 5 — панельный людской уклон; 6 — панельный вентиляционный уклон; 7 — ярусный конвейерный штрек; 8 — ярусный вентиляционный штрек

Выдача угля и породы производится в вагонетках (кроме панельного конвейерного уклона, в котором в любых случаях используются конвейеры). Сечение арочной крепи имеет площадь в свету для конвейерного и вентиляционного уклонов $12,5 \text{ м}^2$, для панельного вспомогательного уклона $10,4 \text{ м}^2$.

Данная технологическая схема может иметь несколько вариантов оборудования очистных забоев различными выемочными машинами и крепями.

Уголь от очистных забоев транспортируется ленточными телескопическими конвейерами или обычными ленточными конвейерами с подвижными перегружателями. В панельном конвейерном уклоне устанавливается более мощный конвейер, с которого

уголь на откаточный штрек поступает через аккумулярующий бункер. В этом уклоне, как и в конвейерных штреках для транспортирования вспомогательных материалов, устанавливается монорельсовая дорога. Для перевозки людей по панельному уклону монтируется моноканатная кресельная дорога или рельсовый путь.

Свежий воздух в уклонное поле подается с главного откаточного полевого штрека через заезды с этого штрека на панельные вспомогательный и людской уклоны. По уклонам воздух идет вниз, распределяется по лавам (сверху вниз) и по конвейерному штреку, вентиляционному панельному уклону поднимается на этажный вентиляционный пластовый штрек, по которому отводится в общешахтную исходящую струю.

По рассмотренной технологической схеме можно разрабатывать опасные по внезапным выбросам угля и газа пласты до глубины 900 м.

Технологическая схема подготовки и отработки по простиранию пластов мощностью свыше 3,5 м с углами падения 13—35° с разделением пласта на слои (рис. 6.9) предусматривает разделение пласта на два слоя и одновременную их выемку с использованием одних и тех же выемочных штреков для обоих слоев.

Подготовка выемочного поля состоит в проведении на откаточном горизонте (считая, что верхний этаж уже отработан и на нем сохранены необходимые выработки) двух сбиваемых между собой диагональными квершлагами-заездами штреков — откаточного полевого и вентиляционного пластового, а также участков тормозов. Этаж делится на два-три подэтажа. Чтобы отделить нарезные работы от очистных, рекомендуется вести их попеременно на разных выемочных участках. Поэтому одновременно поддерживается в работе три тормоза, четвертый тормоз проводится.

Тормоза проводятся сверху вниз от пластового вентиляционного штрека верхнего этажа буровзрывным способом с выдачей угля из забоев скребковыми и ленточными конвейерами. Конвейерный тормоз проводится по почве пласта, вспомогательный — у кровли. Сбиваются они между собой наклонными сбойками по уголю. Конвейерный тормоз с откаточным полевым штреком сбивается гезенком — бункером с ходком. Он имеет выход также и на верхний полевой штрек. Вентиляционный тормоз выходит на вентиляционный пластовый штрек откаточного горизонта и имеет заезд с полевого штрека верхнего горизонта. По нему идет снизу свежий воздух, доставляются вспомогательные материалы, оборудование и перевозятся люди.

Выемочные поля нарезаются спаренными подэтажными штреками. Конвейерный штрек размещается посередине мощности пласта с таким расчетом, чтобы на него можно было отработать оба слоя. Вентиляционный подэтажный штрек размещается у кровли пласта по верхнему слою и погашается при выемке

первого слоя нижних подэтажей. Подэтажные штреки соединяются сбойками для улучшения проветривания как при проведении штреков, так и при очистной выемке.

Очистные работы ведутся по системе длинных столбов с одновременной выемкой обоих слоев на передний бремсберг и полным

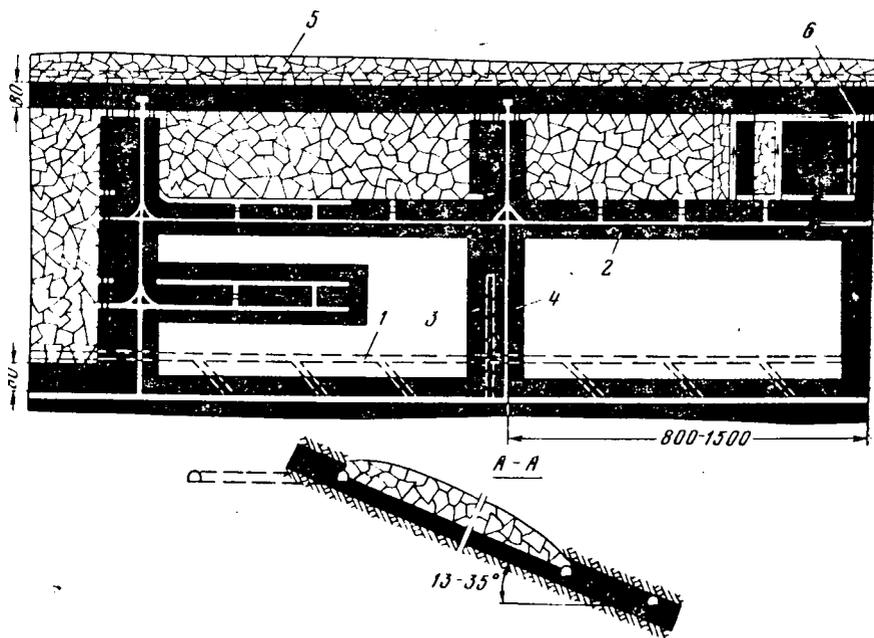


Рис. 6.9. Технологическая схема очистных работ при системе разработки наклонными слоями с одновременной выемкой двух слоев длинными столбами по простиранию:

1 — этапный полевой откаточный штрек; 2 — подэтажный вентиляционный штрек; 3 — участковый конвейерный бремсберг; 4 — участковый вспомогательный бремсберг; 5 — этапный полевой вентиляционный штрек; 6 — этапный вентиляционный штрек

обрушением кровли. Выемка верхнего слоя опережает нижний слой на 20—30 м. На этом расстоянии крепление конвейерного штрека усиливается инвентарной переносной металлической крепью. При выемке второго слоя конвейерный штрек погашается. Таким же образом погашается вентиляционный штрек первого подэтажа (бывший этапный вентиляционный штрек).

Для отработки слоев второго подэтажа по почве пласта в присечку к выработанному пространству проводится новый штрек. Очистной забой первого слоя второго (третьего) подэтажа при своем движении погашает вентиляционный штрек, а вспомогательный штрек погашается вторым слоем.

Свежий воздух для проведения бремсбергов в новом подготавливаемом участке подводится с откаточного штрека по вентиляционному бремсбергу и пластовому этажному вентиляционному штреку верхнего горизонта.

§ 4. Технологические схемы подготовки и отработки крутонаклонных и крутых пластов

Крутые пласты отрабатываются по технологическим схемам, основанным на применении столбовой системы разработки по простиранию или по падению с щитовым перекрытием или агрегатами типа АЦ.

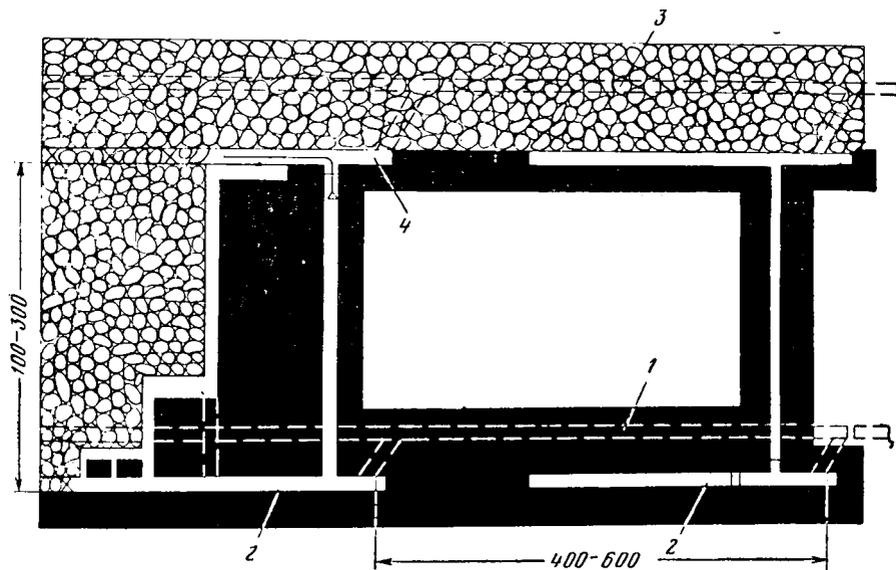


Рис. 6.10. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными полосами по падению:

1 — откаточный групповой полевой штрек; 2 — откаточный штрек; 3 — вентиляционный групповой штрек; 4 — вентиляционный штрек

Технологическая схема подготовки и отработки длинными полосами по падению пластов мощностью 0,7—2,2 м с углом падения 45—90° (рис. 6.10). Подготовка пластов производится по этажной системе. С групповых (полевых) штреков на обоих горизонтах через 400—600 м делаются сбойки на пласт. Вентиляционный пластовый штрек проводится комбайном вприсечку к погашенному штреку верхнего отработанного горизонта и оборуждается рельсовым путем.

Сразу при пересечении пласта для организации проветривания за счет общешахтной депрессии с откаточного на вентиля-

ционный штрек бурится скважина. В конце выемочного участка таким же способом проводится разрезная печь, с которой и начинается выемка угля. Во время выемки угля верхняя часть разрезной печи гасится, а вдоль целика угля путем пробивки двухрядной органки от завала с перетяжкой кровли и угольной стенки устраивается ходовая печь, служащая в качестве верхнего выхода из очистного забоя. При обработке следующего столба ходовая печь

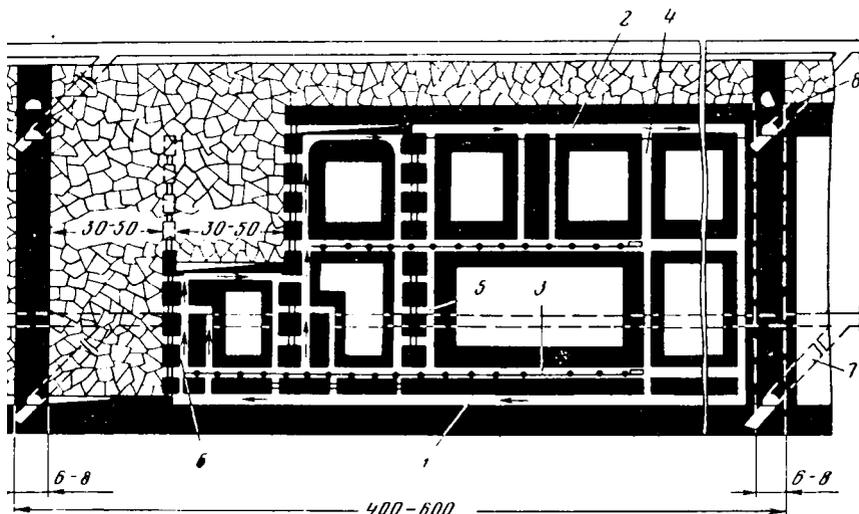


Рис. 6.11. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными столбами по падению щитами с обрушением:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — параллельный штрек; 4 — углеспускная печь; 5 — ходовая печь; 6 — вентиляционная печь; 7 — участковый квершлаг; 8 — вентиляционный квершлаг

переоборудуется в скат с ходовым отделением (нижний выход из лавы).

Тупик вентиляционного штрека во избежание скопления там метана проветривается вентилятором местного проветривания, устанавливаемым в вентиляционной печи за перемычкой. Тупик откаточного штрека охраняется целиками угля. Эти целики служат также для охраны запасных выходов на откаточный штрек.

Технологическая схема пригодна для пластов любой газонности, в том числе и опасных по внезапным выбросам при соблюдении специальных мероприятий.

Технологическая схема подготовки и отработки по падению пластов мощностью 1,2—10 м с углом падения более 35° (рис. 6.11). Подготовка пласта этажная с полевыми штреками на обоих горизонтах. Из штреков на пласт проводятся промежуточные квершлагы (откаточный и вентиляционный). Над квершлагами оставляется целик угля. Проведением откаточного и вентиляционного

пластовых штреков в одну или в обе стороны от квершлага готовится одно- или двусторонний выемочный участок.

Система разработки длинными столбами по падению с щитовым перекрытием отличается от традиционных систем (со щитами секционными, арочными, Г-образными и т. п.) почти двойным удлинением линии очистных забоев и отсутствием углеспускных печей под каждой секцией щита, поскольку уголь вдоль очистного забоя до ската перемещается скрепером. Выемочный участок имеет на откаточном штреке только один хорошо оборудованный погрузочный (под углеспускной печью). Этаж делится на два подэтажа.

Ходовые и углеспускные печи образуются из разбуренных до диаметра 1000—1200 мм скважин. Крепятся они, как правило, деревянной венцовой крепью. Дополнительная вентиляционная печь может не иметь крепления.

В очистных забоях с углом падения более 50° при мощности пласта 1,2—2,2 м монтируются выемочные агрегаты АЩ (АДК). Начиная с угла в 55° и более при мощности пласта 4—10 м применяется секционное щитовое перекрытие. Уголь под таким перекрытием отбивается при помощи буровзрывных работ. При мощности пласта в 3,0—5,0 м и углах падения в пределах 35 — 55° применяются щиты с принудительной подачей их на забой. Отбойка угля производится при помощи взрывчатых веществ.

Данная технологическая схема применяется на неопасных по внезапным выбросам угля и газа пластах, любой газоопасности, практически при любых боковых породах, но не сильно обводненных, на глубинах до 400 м.

Технологическая схема подготовки и отработки длинными столбами во простиранию пластов мощностью 0,5—2,2 м с углом падения 45 — 90° (рис. 6.12). При благоприятных условиях (крепкие боковые породы, несамовозгорающийся уголь и короткие, до 2 км, крылья шахтного поля) подготовка ведется пластовыми этажными штреками, но с обязательным условием начала отработки пластов от границ шахтного поля (обратным порядком). В других случаях целесообразнее подготовку запасов вести через полевые штреки. Штреки проводятся механизированным способом. Этаж не делится на подэтажи. Выемка угля ведется одним забоем — лавой-этаж; во избежание забучивания нижней части лавы отбитым углем устраивается магазинная берма. Очистной забой наклонен на 10 — 12° , что способствует прижатию выемочных машин и отбитого угля к забою.

На сопряжении лав с откаточным штреком устанавливается передвижная крепь сопряжения и скребковый перегружатель отбитого угля на установленный вдоль штрека пластинчатый конвейер. Доставка вспомогательных материалов по откаточному штреку производится монорельсовой дорогой, а по вентиляционному — в вагонетках по рельсам. Доставка материалов по лаве — в специальной гондоле лебедкой, установленной на вентиля-

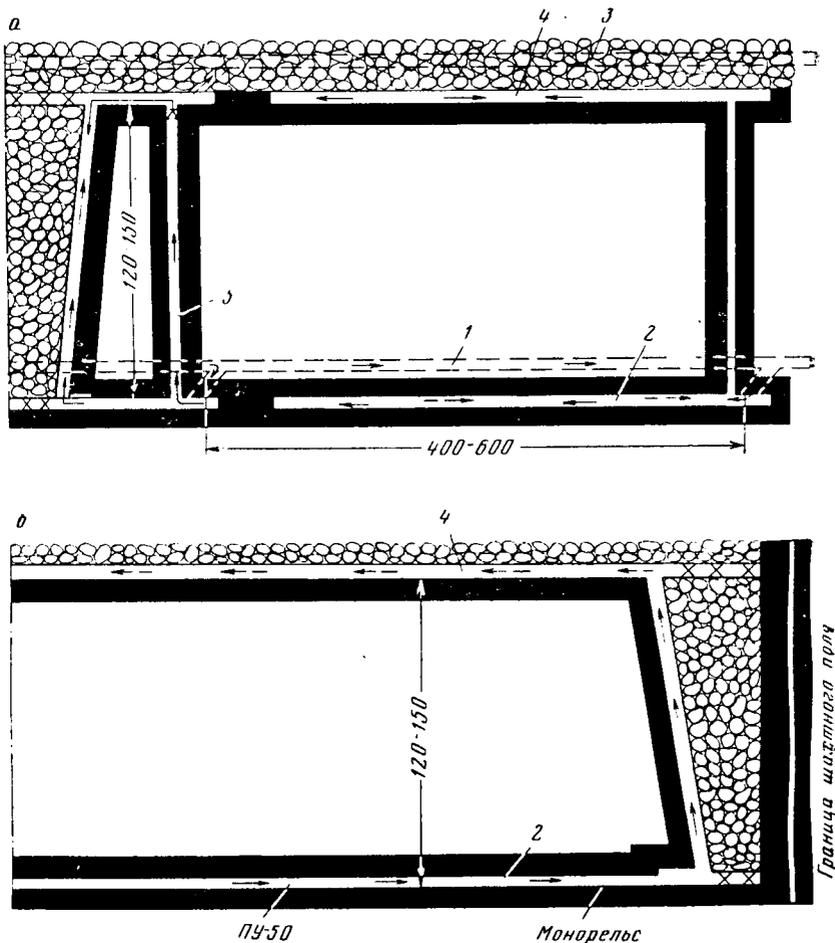


Рис. 6.12. Технологическая схема очистных работ при системе разработки длинными столбами по простиранию:

а — при групповой подготовке; *б* — при индивидуальной подготовке; 1 — откаточный групповой полевой штрек; 2 — откаточный штрек; 3 — вентиляционный групповой полевой штрек; 4 — вентиляционный штрек; 5 — вентиляционная печь

ционном штреке. Верхнее сопряжение лавы (с вентиляционным штреком) защищается от самопроизвольного обрушения.

Схема применяется на газоносных пластах, кроме опасных по внезапным выбросам угля и газа.

§ 5. Техничко-экономическая эффективность технологических схем подготовки и отработки

Наиболее перспективными являются технологические схемы очистных работ с механизированными комплексами. Экономическая эффективность таких технологических схем на пологих пластах характеризуется данными, приведенными в табл. 6.2.

Таблица 6.2

| Показатели | По технологическим схемам | | |
|--|----------------------------|------------------|--|
| | без учета газового фактора | | среднее значение с учетом газового фактора |
| | min—max | среднее значение | |
| Механизированные комплексы | | | |
| Тонкие пласты | | | |
| Длина лавы, м | 150—250 | 190 | 190 |
| Месячное подвигание, м | 80—180 | 158 | 105 |
| Суточная добыча из лавы, т | 960—3600 | 1800 | 1200 |
| Производительность труда рабочего на выход, т | 19—86 | 37 | 28 |
| Пласты средней мощности | | | |
| Длина лавы, м | 120—200 | 170 | 170 |
| Месячное подвигание, м | 90—120 | 104 | 94 |
| Суточная добыча из лавы, т | 1340—2930 | 2100 | 1900 |
| Производительность труда рабочего на выход, т | 38—75 | 52 | 45 |
| Пласты мощные | | | |
| Длина лавы, м | 120—180 | 160 | 160 |
| Месячное подвигание, м | 86—118 | 87 | 85 |
| Суточная добыча из лавы, т | 2140—3340 | 2700 | 2600 |
| Производительность труда рабочего на выход, т | 58—72 | 65 | 60 |
| Узкозахватные комбайны и струги с индивидуальной крепью | | | |
| Тонкие пласты | | | |
| Длина лавы, м | 150—220 | 196 | 190 |
| Месячное подвигание, м | 43,4—69,4 | 52 | 44 |
| Суточная добыча из лавы, т | 850—1200 | 790 | 620 |
| Производительность труда рабочего на выход, т | 8,4—20,4 | 12,8 | 10,4 |

Технико-экономические показатели в табл. 6.2 приведены как без учета, так и с учетом газовой выделения. Влияние газовой выделения на технико-экономические показатели определяется расчетом максимально возможной по газовому фактору нагрузки на лаву. По результатам расчета на пластах, сверхкатегорных по метану, средняя нагрузка на лавы, оборудованные механизированными комплексами, узкозахватными комбайнами и стругами с индиви-

уальной крепью, принята в среднем на 30% меньше по сравнению с нагрузкой на негасовом пласте.

Применение технологических схем позволяет значительно повысить производительность труда и снизить себестоимость угля о шахте в целом.

Глава IV

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

§ 1. Основные принципы создания высокопроизводительных угольных шахт

Создание шахт с новой технологией с глубиной прогноза 0—15 лет основывается на следующих основных принципах, определяющих прогресс технологии подземной разработки угольных месторождений:

обеспечение высокой производительности труда на всех технологических процессах и в целом по шахте;

концентрация и интенсификация работ с обеспечением высокой агрузки на очистной забой, выемочный участок, горизонт, пласт, лок и шахту в целом;

применение совершенных систем вскрытия и подготовки шахтных полей, предусматривающих эффективное использование капитальных вложений и основных фондов;

максимальное упрощение схем ведения горных работ и схем роветривания, а также уменьшение объема поддерживаемых ыработок в шахте;

широкое использование столбовых систем разработки и эффективных технологических схем подготовки и отработки выемочных олей, обеспечивающих высокую нагрузку на очистной забой; широкое применение комплексной дегазации пластов, вмещающих пород и выработанного пространства;

поточная технология с непрерывным транспортом от забоя о обогатительной фабрики (конвейерный, гидротранспорт);

непрерывный комбайновый способ проведения выработок и выачи из шахты горной массы с последующим обогащением на ОФ; безремонтное поддержание горных выработок;

научная организация труда, управления и планирования роизводством;

обеспечение высокого качества и сортности угля;

комплексная механизация и автоматизация производственных роцессов в шахте и на поверхности;

применение средств вспомогательного высокопроизводительного транспорта для перевозки людей, перемещения грузов по ризонтальным и наклонным выработкам;

переход на более высокий уровень напряжений и к системам ектроснабжения с опережающим отключением;

комфортные и безопасные условия труда.

Основным показателем, определяющим технический уровень производства, является производительность труда. Известно, что от уровня концентрации и интенсификации работ зависят основные технико-экономические показатели работы шахты. Для повышения уровня концентрации работ основное значение имеют два горнотехнических фактора: мощность шахты, от которой зависит уровень концентрации производства в отрасли, и нагрузка на очистной забой, от которой зависит уровень концентрации горных работ в шахте, а именно число очистных забоев, нагрузка на горизонт, панель, пласт, блоки и шахту в целом, схемы и параметры систем вскрытия и подготовки шахтного поля, протяженность и объемы проводимых и поддерживаемых выработок на 1000 т промышленных запасов, затраты на оборудование.

Другими факторами, определяющими степень концентрации горных работ и влияющими на улучшение качественных показателей работы шахты, являются нагрузка на очистной забой и число очистных забоев, обеспечивающих ее производственную мощность.

Увеличение нагрузки на очистной забой значительно влияет на параметры систем вскрытия и подготовки шахтных полей. Так, например, разработка технологических схем шахт для условий пологих угольных пластов мощностью от 0,8 до 2,2 м показала, что повышение нагрузки на очистной забой до 1500—6000 т в сутки позволяет перейти на более простые и экономичные одно- и двухгоризонтные системы вскрытия и подготовки шахтного поля и уменьшить протяженность выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля на 1000 т промышленных запасов в 1,5—4,5 раза в сравнении с базовыми вариантами.

Для обеспечения высокой нагрузки на очистной забой решающее значение имеет выбор рациональной системы разработки и технологической схемы ведения очистных работ.

В исходных технологических схемах высокопроизводительных шахт в результате анализа различных систем разработки тонких и средней мощности пластов с углами падения до 35° рекомендуется система разработки длинными столбами с выемкой столбов лавами. При углах падения до 12°, а на пластах средней мощности с несколько большими углами падения отработка столбов предусматривается по падению и восстанию, а при углах падения от 12 до 35° — по простиранию.

Принятая система разработки позволяет: упростить системы вскрытия и подготовки шахтного поля; сократить объем и протяженность выработок по подготовке шахтного поля; интенсифицировать ведение очистных работ; обеспечить стабильность длины лавы; значительно увеличить нагрузку на очистной забой и скорость его подвигания; упростить технологию ведения работ на выемочном участке путем обособленного ведения очистных и подготовительных работ в шахте; упростить схему транспорта угля в шахте; произвести детальную разведку условий залегания

пласта в выемочном поле и повысить надежность работы лав; исключить поддержание штреков в выработанном пространстве путем их погашения.

Для значительного повышения нагрузки на очистной забой по условиям вентиляции на газоносных пластах разработана технологическая схема ведения очистных работ с разделением одинарной лавы длиной 250 м на две обособленно проветриваемые части, позволяющие подать большее количество воздуха и тем самым увеличить нагрузку на забой по условиям проветривания.

§ 2. Технологическая схема высокопроизводительной угольной шахты для условий Донбасса

Шахта разрабатывает три тонких пласта антрацита, из которых два рабочих и один резервный. Средняя мощность верхнего рабочего пласта, который содержит около 65% всех запасов участка, составляет 1,4 м и колеблется в пределах от 0,85 до 1,4 м. Глубина залегания пласта в шахтном поле изменяется от 600 до 1400 м. Шахтное поле представляет собой мульду. К первоочередной разработке в течение 20 лет предполагается пологая часть шахтного поля с углами падения от 2 до 12°. Шахта опасна по углекислоте. Обводненность незначительна. Шахтное поле имеет размеры: по простиранию — 12 км и по падению — до 6,5 км.

Основные технические решения по шахте предусматривают: высокий уровень концентрации и интенсификации работ с обеспечением высокой нагрузки: на очистной забой тонкого пласта — 3300 т в сутки, на горизонт, пласт и шахту в целом — 4,2 млн. т рядового антрацита в год при семичасовой рабочей смене и трехсменном режиме с двумя добычными и одной ремонтно-профилактической сменами в условиях пластов, не опасных по метану;

вскрытие шахтного поля вертикальными стволами с главным стволом, оборудованным двумя двухскиповыми подъемами с верхней загрузкой сосудов грузоподъемностью 35 т (рис. 6.13);

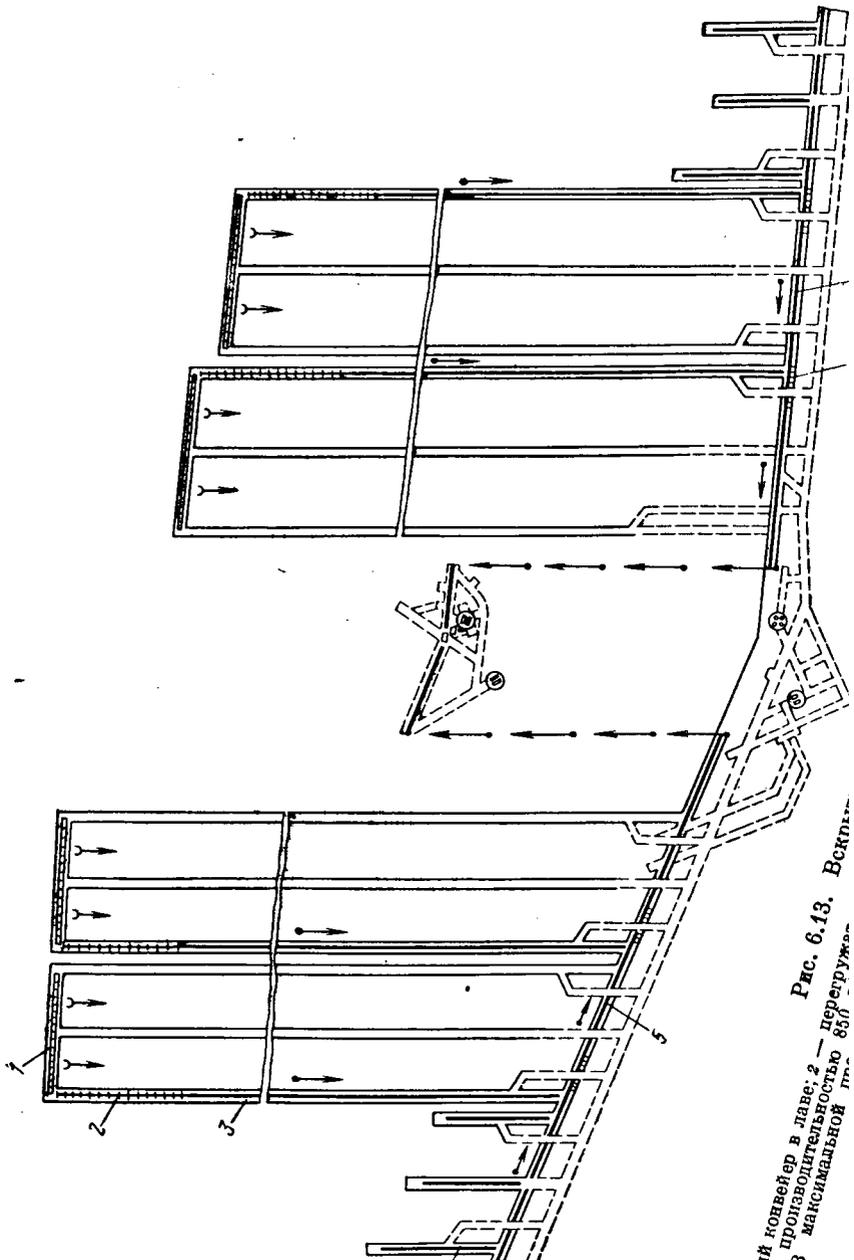
последовательный нисходящий порядок отработки пластов шахтного поля;

погоризонтную подготовку шахтного поля полевым и пластовым штреками сечением по 19,5 м², проведенными по длинной оси мульды;

совмещение вентиляционного и откаточного горизонтов;

планировку горных работ, позволяющую отказаться от рельсового транспорта, и упрощающую схему ведения горных работ и вентиляции при минимально возможном объеме поддерживаемых выработок;

систему разработки длинными столбами с выемкой столбов длиной 2000—3000 м лавами по падению;



1) Новейер в лаве; 2 — производительностью 600 —
 3) максимальной —
 Рис. 6.13. Вскл...
 — перегружа...

технологию ведения очистных работ с разделением лавы длиной 250 м на две обособленно проветриваемые части, позволяющую значительно (до 3600 т в сутки) повысить нагрузку на очистной забой по газовому фактору и условиям проветривания;

применение в лавах высокопроизводительных автоматизированных комплексов;

поточную технологию с непрерывным транспортированием горной массы от забоев до главного ствола и на поверхности;

технология с непрерывным процессом проведения выработок со скоростью 20 м в сутки с помощью комплексов оборудования, включающих комбайн с дистанционным управлением, оборудованный установками по возведению анкерной крепи, и крепе-укладчик для установки арочной крепи;

переход к безремонтному поддержанию горных выработок путем применения металлобетонной крепи для основных магистральных выработок, принятия для подготовительных выработок лав необходимых запасов сечения на осадку (30%), упрочнения пород анкерами и использования для охраны этих выработок способа, предусматривающего образование зоны разгрузки от давления вокруг них с помощью бурения скважин в прилегающие массивы угля и целики;

выдачу из пахты горной массы с последующим обогащением на ОФ;

полную конвейеризацию транспортирования горной массы с помощью мощных конвейеров, обеспечивающих минимальное измельчение антрацита, и телескопических конвейеров в бортовых выработках лав;

применение для обеспечения надежности технологической цепи шахты бункер-конвейеров емкостью 200 т у мест перегрузки антрацита с конвейеров бортовых выработок лав на магистральный конвейер и аварийной емкости на 700 т у скипового ствола, которая при нормальной работе подъемов в транспортном потоке не участвует;

применение для вспомогательного транспорта монорельсов и самоходных вагонеток на пневмошинном ходу;

технология поверхности, обеспечивающую значительное снижение трудоемкости работ и комфортные условия для трудящихся пахты; поверхность шахты с двумя блоками при высоком коэффициенте застройки;

комплексную механизацию и автоматизацию производственных процессов в шахте и на поверхности;

высокую производительность и надежность машин и оборудования;

переход на более высокий уровень напряжения для очистного оборудования (1140 В) и к системам электроснабжения с опережающим отключением;

| | |
|---|--------|
| Показатель концентрации горных работ (число очистных забоев на 1000 т среднесуточной добычи шахты) | 0,29 |
| Показатель интенсификации работ (средняя обрабатываемая площадь пласта в час, приходящаяся на один действующий очистной забой), м ² /ч | 85 |
| Трудоемкость, чел-смен/1000 т: | |
| на очистных работах | 12,6 |
| на подготовительных работах | 12,3 |
| на подземном транспорте | 8,8 |
| на поддержании и ремонте горных выработок | 3,0 |
| на обслуживании и ремонте общешахтных машин, механизмов и установок | 5,5 |
| на подземных работах | 49,3 |
| на поверхности | 12,0 |
| всего по добыче угля | 61,3 |
| Производительность труда рабочего, т: | |
| на очистных работах — в смену | 99,7 |
| месячная | 1869,3 |
| на подземных работах — в смену | 27,3 |
| месячная | 507,2 |
| по добыче угля — в смену | 22,2 |
| месячная | 407,9 |
| Срок службы шахты, лет | 45 |

§ 3. Технологические схемы высокопроизводительных шахт применительно к горно-геологическим условиям залегания мощных пологих пластов с углами падения до 35° для Карагандинского и Кузнецкого бассейнов

Технологическая схема высокопроизводительной шахты для Карагандинского бассейна рассматривается в привязке к горно-геологическим условиям свиты пластов на глубоких горизонтах Саранского участка, примыкающих со стороны падения к полям действующих шахт.

Размеры шахтного поля по простиранию 9 км. Верхней границей шахтного поля принята изогипса ± 0 , нижней границей — изогипса -700 , что при углах падения $10-14^\circ$ обеспечивает размер поля по падению до 4,5 км.

На прогнозируемый период (10—15 лет) к отработке принимаются пласты k_{18} , k_{14} , k_{13} , k_{12} , k_{10} , k_7 с промышленными запасами 560 млн. т (табл. 6.3).

В непосредственной кровле и почве всех разрабатываемых пластов залегают глинистые сланцы, склонные к пучению, особенно на глубоких горизонтах. В основной кровле пластов k_{12} и k_{10} залегают слои монолитных труднообрушающихся песчаников, осложняющих очистную выемку вторичными осадками.

В технологической схеме шахты приняты следующие технические решения:

мощность шахты на первый период (примерно 10 лет) отработки трех верхних средней мощности пластов свиты 7,2 млн. т в год, или 24 тыс. т в сутки, при одновременной работе в двух блоках по пластам k_{14} и k_{13} и 9 млн. т, или 30 тыс. т в сутки, при

Таблица 6.3

| Пласт | Средняя мощность, м | Газоносность, м ³ /т | Зольность, % | Геологические запасы, млн. т |
|------------------------|---------------------|---------------------------------|--------------|------------------------------|
| <i>k</i> ₁₈ | 0,85 | 20—25 | 22—27 | 19,8 |
| <i>k</i> ₁₄ | 1,2 | 20—25 | 23—30 | 49,3 |
| <i>k</i> ₁₃ | 1,5 | 25—30 | 28 | 41,4 |
| <i>k</i> ₁₂ | 5,5 | 25—30 | 21—29 | 263,1 |
| <i>k</i> ₁₀ | 4,5 | 25—30 | 25 | 169,7 |
| <i>k</i> ₇ | 3,2 | 25—30 | 24—26 | 152,1 |

одновременной работе трех блоков по одному мощному пласту; режим работы шахты в три добычные и одну ремонтно-профилактическую шестичасовые смены при 300 рабочих днях в году;

блоковая отработка шахтного поля с главным наклонным конвейерным и вертикальным вспомогательным стволами, располо-

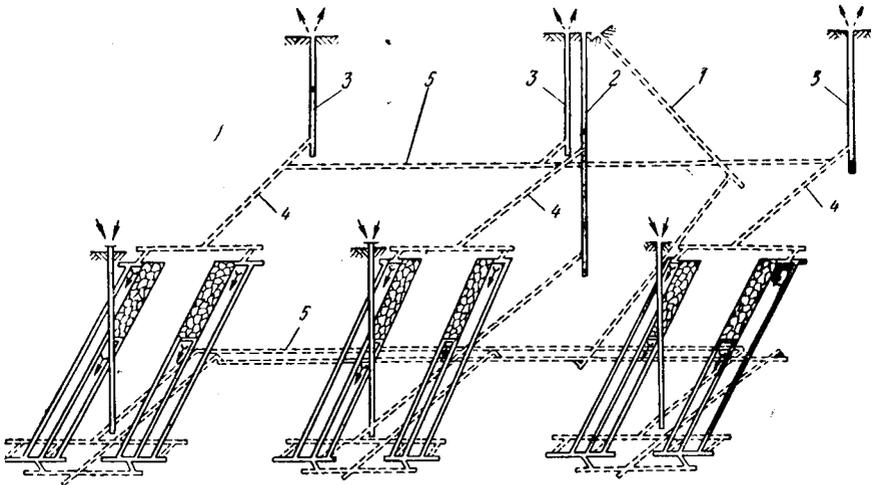


Рис. 6.14. Система вскрытия шахты «Саранская-Глубокая»:

1 — главный наклонный ствол; 2 — клетевой ствол; 3 — блоковый ствол; 4 — блоковый квершлаг; 5 — магистральный штрек

женными на промплощадке соседней шахты; вскрытие блоков вертикальными центрально-отнесенными стволами с использованием существующих фланговых стволов действующих шахт (рис. 6.14); проветривание блоков прямоточное;

погоризонтная подготовка шахтного поля центральными магистральными штреками;

столбовая система разработки с отработкой столбов длиной 1500 м лавами по падению;

комплексная дегазация пластов, вмещающих пород и пластов-спутников и отсос газа из выработанного пространства;

технологическая схема ведения очистных работ на пластах тонких и средней мощности с разделением лавы длиной 250 м на две обособленно проветриваемые части для значительного повышения нагрузки на очистной забой по газовому фактору и условиям проветривания; нагрузки на лаву в сутки на пластах: k_{13} — 1500 т, k_{14} — 2500 т, k_{13} — 3500 т;

технологическая схема ведения очистных работ на мощных пластах предусматривает длину лавы 160—200 м и применение механизированных комплексов с выемкой пласта на всю мощность с механизированной крепью поддерживающего типа; нагрузки на лаву в сутки на пластах: k_{12} — 5000 т, k_{10} — 4000 т и k_7 — 3500 т;

технология проведения выемочных штреков вприсечку к выработанному пространству для резкого сокращения потерь угля и вероятности возникновения пожаров, а также расположение выработок в зоне, частично разгруженной от горного давления, обеспечивающее при достаточном запасе сечения на осадку безремонтное их поддержание;

полная конвейеризация транспортирования горной массы от забоев до обогатительной фабрики и применение телескопических конвейеров в откаточных выработках лав; применение бункер-конвейеров в местах перегрузок угля с участков выработок на магистральную линию и бункеров у главного наклонного ствола для повышения надежности системы транспортирования горной массы;

вспомогательный транспорт самоходными дизельными вагонами на пневмошинном ходу и монорельсами;

комплексная механизация и автоматизация производственных процессов в шахте и на поверхности;

автоматизированная система управления производством (АСУП) с применением ЭВМ.

Технико-экономические показатели высокопроизводительной шахты для условий Карагандинского бассейна

| | |
|---|-----------|
| Мощность шахты по углю: | |
| годовая, млн. т | 9 |
| суточная, тыс. т | 30 |
| Число блоков в шахтном поле | 3 |
| Число горизонтов в шахтном поле: | |
| основных | 1 |
| вспомогательных | 2 |
| Число горизонтов в одновременной работе: | |
| основных | 1 |
| вспомогательных | 1 |
| Нагрузки на очистной забой, т/сут | 1500—5000 |
| Число действующих очистных забоев | 6 |
| Протяженность горных выработок на 1000 т годовой мощности шахты по вскрытию и подготовке шахтного поля, м | 4,7 |

| | |
|---|------|
| Удельные капитальные затраты по горным работам на 1 т годовой мощности шахты, руб. | 11,6 |
| Протяженность горных выработок на 1000 т промышленных запасов по вскрытию и подготовке шахтного поля, м | 0,6 |
| Показатель концентрации горных работ (число очистных забоев на 1000 т среднесуточной добычи шахты) | 0,2 |
| Трудоемкость, чел-смен/1000 т: | |
| на очистных работах | 12,7 |
| на подготовительных работах | 13,2 |
| на подземном транспорте | 11,2 |
| на поддержании и ремонте горных выработок | 3,6 |
| на подземных работах | 55,2 |
| всего по добыче угля | 61,7 |
| Производительность труда рабочего, т/смену: | |
| на очистных работах | 98 |
| на подземных работах | 18,3 |
| по добыче угля | 16,4 |
| Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче, т | 362 |
| Срок службы шахты, лет | 60 |

Прогрессивные технические решения по разработке мощных пологих пластов иллюстрируются на примере проекта реконструкции и объединения двух крупных действующих шахт Кузнецкого бассейна.

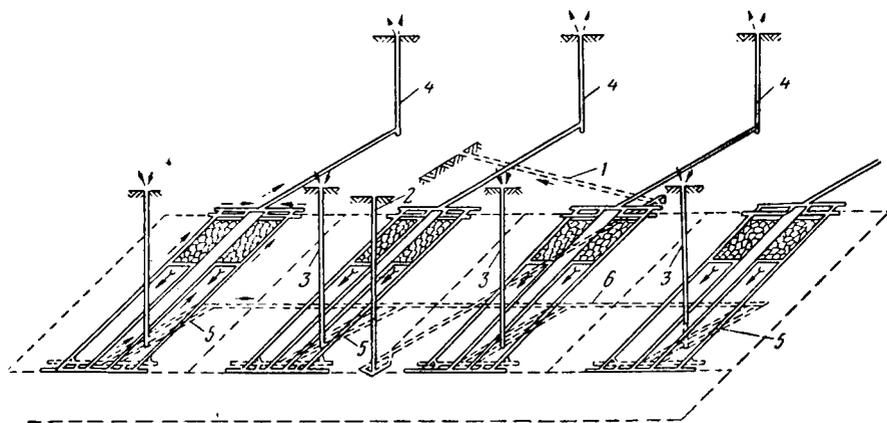


Рис. 6.15. Система вскрытия шахты им. Ленина:

1 — наклонный конвейерный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — блокный вентиляционный (воздухоподающий) ствол; 4 — блокный вентиляционный (воздухоотводящий) ствол; 5 — блокный квершлаг; 6 — магистральная выработка

Участок месторождения, к которому приурочивается поле реконструируемой шахты, имеет размер по простиранию 8,5—9,0 км. Угленосные отложения включают 21 рабочий пласт мощностью от 1,2 до 10 м с преобладающим углом падения 10—15°.

Суммарная мощность рабочих пластов угля составляет в среднем 63,8 м, в том числе пластов, представленных коксующимися углями, — 41,5 м. Все рабочие пласты характеризуются высокой газоносностью: ожидаемое выделение метана в призабойное пространство лав по верхним слоям мощных пластов *III* и *IV—V*, разрабатываемых в первую очередь, должно составить 21,6—23,3 м³/т. Угли верхних пластов *III*, *IV—V*, *VI* и *VIa* отнесены к опасным по самовозгоранию, нижележащих пластов — к малоопасным.

В пределах рассматриваемого участка месторождения ниже полей действующих шахт промышленные запасы угля по категориям *A + B + C₁* до гор. ±0 м составляют 712,5 млн. т, в том числе 456,8 млн. т коксующегося угля.

Технические решения, заложенные в основу проекта реконструкции и объединения шахт (рис. 6.15), которые базируются на основных решениях ранее рассмотренных технологических схем шахты, скорректированные для разработки мощных пластов угля с углами падения до 35°, позволили получить высокие расчетные технико-экономические показатели:

Технико-экономические показатели высокопроизводительной шахты для условий Кузбасса

| | |
|---|--|
| Мощность пласта, м | 9,3, 9,8, 5,8, 2,0 м (верхние пласты <i>III</i> , <i>IV—V</i> , <i>VI</i> и <i>VIa</i> соответственно) |
| Газоносность (природная), м ³ /т | 13,3—13,8 |
| Мощность шахты по углю: | |
| годовая, млн. т | 12—15 |
| суточная, тыс. т | 40—50 |
| Число блоков в шахтном поле | 4—6 |
| Число горизонтов в шахтном поле | 1 |
| Нагрузка на очистной забой, т/сут | 2800—4000 |
| Число действующих очистных забоев | 12—15 |
| Протяженность горных выработок на 1000 т годовой мощности шахты по вскрытию и подготовке шахтного поля, м | 1,7 |
| Удельные капитальные затраты по горным работам на 1 т годовой мощности шахты, руб. | 4,8 |
| Протяженность горных выработок на 1000 т промышленных запасов по вскрытию и подготовке шахтного поля, м | 0,06 |
| Показатель концентрации горных работ (число очистных забоев на 1000 т среднесуточной добычи шахты) | 0,4 |
| Трудоемкость, чел-смен/1000 т: | |
| на очистных работах | 12,5—13,5 |
| на подготовительных работах | 12—13 |
| на подземном транспорте | 5 |
| на поддержании и ремонте горных выработок | 2 |
| на подземных работах | 38—40 |
| всего по добыче угля | 43—46 |

| | |
|---|---------|
| Производительность труда рабочего, т/выход: | |
| на очистных работах | 70—76 |
| на подземных работах | 25—26 |
| по добыче угля | 22—23 |
| Месячная производительность труда, т . | 420—450 |

§ 4. Технологическая схема высокопроизводительной шахты для разработки крутых и наклонных пластов в условиях Кузнецкого бассейна

Технологическая схема шахты рассматривается в привязке к геологическому участку, являющемуся представительным и типичным для Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса. Площадь шахтного поля при длине 3,2 км и ширине 3,1—3,3 км составляет 1030 га. Горные работы ведутся на горизонтах +100 м и +70 м. Пласты угля залегают свитами в синклинальных и антиклинальных складках и имеют мощность 0,7—12 м (в основном 4—9 м) и углы падения 15—80° (в основном 40—65°). Угли двух марок — коксующиеся и энергетические, склонные к самовозгоранию. Газоносность пластов 14—35 м³/т, балансовые запасы на проектируемых горизонтах (от -100 м до +100 м) составляют 168 млн. т. Промышленные запасы, с учетом реконсервации части запасов из целиков за счет объединения шахт, составляют 122 млн. т.

Основные прогрессивные технические решения, принятые в технологической схеме:

мощность шахты — 3,6 млн. т в год, или 12 тыс. т в сутки, при режиме работы в три добычные и одну ремонтно-профилактическую шестичасовые смены в сутки и 300 рабочих днях в году;

блоковая отработка шахтного поля с вынесенными за пределы шахтного поля (в безугольную зону) стволами, в том числе: главным наклонным конвейерным стволом, двумя вертикальными вспомогательными стволами и капитальными квершлагами, располагаемыми в средней части шахтного поля; четырьмя фланговыми вентиляционными стволами (по два ствола на каждый блок, из которых один для подачи закладки в шахту);

подготовка шахтного поля полевыми магистральными штреками (конвейерным на основном горизонте и вентиляционным) в сочетании со спаренными блоковыми квершлагами (через 600—800 м) при работе одного этажа вертикальной высотой 200 м в течение 25—35 лет (рис. 6.16);

изоляция отработанных этажей искусственными междуэтажными полосами из упрочненной закладки;

управление горным давлением с упрочненной и обезвоженной гидравлической закладкой выработанного пространства на мощных пластах и с обезвоженной гидравлической закладкой и обрушением на пластах средней мощности;

технологические схемы ведения очистных работ на мощных пластах наклонными слоями с применением упороченной закладки в одном-двух средних слоях для создания искусственной кровли или почвы при обработке смежных слоев обычной закладкой; одновременная обработка 2—3 пластов (слоев) в блоке с общим числом очистных забоев 4—5 и суммарной нагрузкой на блок 6000 т в сутки;

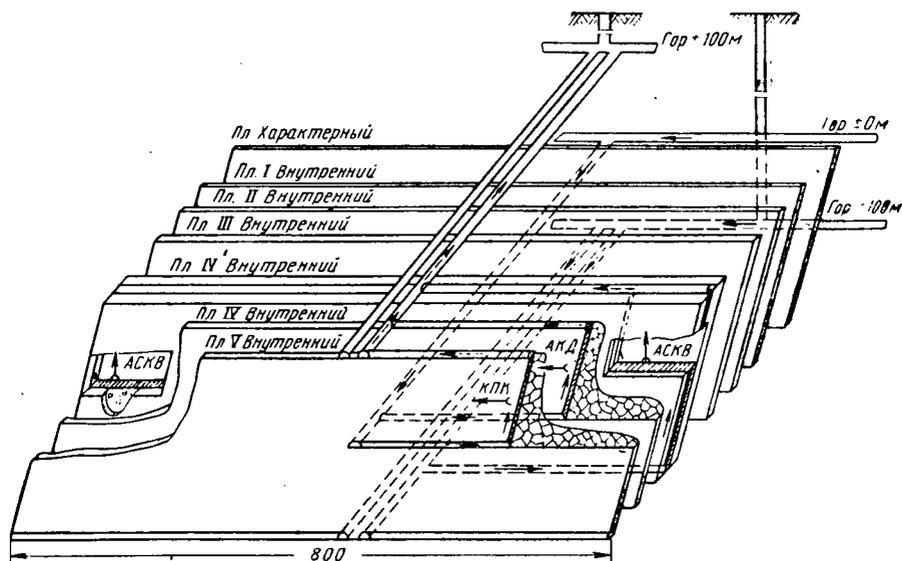


Рис. 6.16. Технологическая схема разработки блока

число очистных забоев в одновременной работе в пласте (слое) — два при суммарной нагрузке 3000 т в сутки;

технологические схемы ведения очистных работ, предусматривающие:

для пластов мощностью 0,8—1,5 м — длинные столбы по простиранию при управлении горным давлением с обрушением и применением агрегата АКД-2 (рис. 6.17), с длиной лавы 125 м и нагрузкой 700—1500 т в сутки;

для пластов мощностью 1,5—3,5 м — длинные столбы по простиранию при управлении горным давлением с обрушением и обезвоженной закладкой и применением специальных агрегатов, с длиной лавы 125 м и нагрузкой 1000—1750 т в сутки;

для пластов мощностью свыше 3,5 м — разделение пласта на наклонные слои с обработкой их столбами по востанию и простиранию с управлением горным давлением закладкой выработанного пространства и применением агрегатов АСКП — по простиранию с длиной лавы 125 м, АСКВ — по востанию с длиной лавы 150—200 м при нагрузке 1500—1750 т в сутки и КЗ —

по простиранию с длиной лавы 25—50 м при нагрузке 500—600 т в сутки (для сложных горно-геологических условий);

для пластов мощностью более 12 м и участков пластов со сложными условиями залегания (замок складок, раздутье и т. п.) — горизонтальные слои в восходящем порядке с закладкой выработанного пространства и применением специального комплекса с длиной лавы 12—50 м и нагрузкой 500—700 т в сутки;

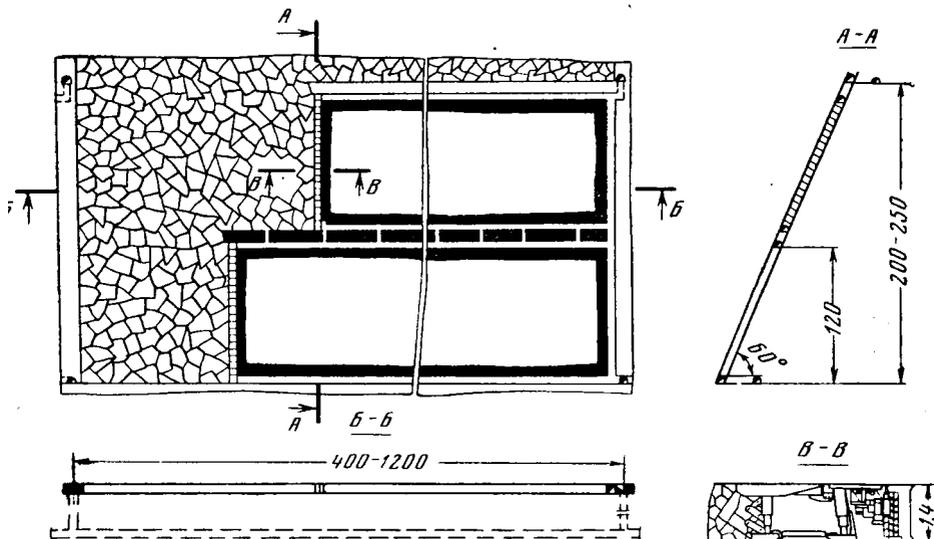


Рис. 6.17. Технологическая схема очистных работ с агрегатом АКД-2

технологические схемы ведения подготовительных работ, предусматривающие:

для горизонтальных выработок по породе крепостью $f = 6 \div 8$ — проходческие комплексы, включающие комбайн типа ТОР и самоходный крелеукладчик;

для горизонтальных выработок по породе крепостью $f = 8 \div 12$ — буровзрывной способ с применением буровой каретки БКГ, породопогрузочной машины 2ПНБ-2 и самоходного крелеукладчика;

для пластовых или слоевых штреков по углю — комбайны 2ПУ и 4ПУ с самоходными крелеукладчиками или агрегатом КН-5;

для восстающих выработок длиной до 250 м по углю — комплекс с устройством для направленного передового бурения скважин с последующим расширением до сечения $1,5 \text{ м}^2$;

для бурения восстающих скважин по углю длиной до 250 м — пневматические машины с планетарно-роторным исполнительным органом с последующим расширением;

полную конвейеризацию транспортирования угля (горной массы) ленточными конвейерами;

вспомогательный транспорт самоходными вагонетками на пневмошинном ходу и монорельсами;

секционную схему проветривания шахты с двумя центрально-двоенными вентиляционными стволами в каждом блоке;

комплексную механизацию и автоматизацию производственных процессов в шахте и на поверхности;

поточное транспортирование горной массы от забоев до обогатительной фабрики и применение телескопических ленточных конвейеров и бункеров-конвейеров для создания надежности системы;

вспомогательный транспорт с помощью дизельных самоходных вагонеток на пневмошинном ходу и монорельсов;

автоматизированную систему управления шахтой (АСУП) с применением ЭВМ.

Технико-экономические показатели высокопроизводительной шахты для крутых и наклонных пластов Кузбасса

| | |
|---|------|
| Мощность шахты по углю: | |
| годовая, млн. т | 3,6 |
| суточная, тыс. т | 12 |
| Число блоков в шахтном поле | 8 |
| То же, в одновременной работе | 2 |
| Число горизонтов в шахтном поле: | |
| основных | 1 |
| вспомогательных | 1 |
| Число горизонтов в одновременной работе: | |
| основных | 1 |
| вспомогательных | 1 |
| Нагрузка на очистной забой, т/сут | 1500 |
| Число действующих очистных забоев | 8 |
| Протяженность горных выработок на 1000 т годовой мощности шахты по вскрытию и подготовке шахтного поля, м | 5 |
| Удельные капитальные затраты по горным работам на 1 т годовой мощности шахты, руб. | 21,8 |
| Показатель концентрации горных работ (число очистных забоев на 1000 т среднесуточной добычи шахты) | 0,83 |
| Трудоемкость, чел-смен/1000 т: | |
| на очистных работах | 31,5 |
| на подготовительных работах | 10 |
| на подземном транспорте | 12 |
| на поддержании и ремонте горных выработок | 2,5 |
| на подземных работах | 77,5 |
| всего по добыче угля | 93,3 |
| Производительность труда рабочего, т/смену: | |
| на очистных работах | 32,0 |
| на подземных работах | 12,9 |
| по добыче угля | 10,7 |
| Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче, т | 265 |

Совершенное горное хозяйство шахт, комплексная механизация и автоматизация производственных процессов позволяют: повысить уровень концентрации горных работ в 2,3—7,5 раза, увеличить степень интенсификации работ в 1,9—6,3 раза, уменьшить трудоемкость работ по шахте на 1000 т на 48—64% и повысить производительность труда рабочего по добыче при разработке тонких (от 0,8 м), средней мощности и мощных пластов до 8,6—25,8 т/смену.

Г л а в а V

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВОСПРОИЗВОДСТВА ЗАПАСОВ В ШАХТНОМ ПОЛЕ

§ 1. Основные понятия и определения

Воспроизводством запасов угля в шахтном поле называется процесс преобразования запасов шахтного поля в результате проведения горных выработок. Главной целью управления воспроизводством запасов является задача своевременной подготовки фронта очистных работ. В настоящее время общая задача управления воспроизводством запасов на угольных шахтах формулируется как задача органической увязки процессов оптимального проектирования, оптимального планирования и оперативного управления в единый алгоритм.

Наиболее важным с точки зрения дальнейшего совершенствования управления воспроизводством запасов является решение вопросов формирования, оценки, контроля и принятия решений по горным работам.

Современный подход к решению задач управления воспроизводством запасов позволяет использовать для этих целей все существующие способы целесообразного выбора решений по горным работам, охватывающие стадии их проектирования, планирования и оперативного управления, в частности:

- метод экономико-математического моделирования;
- метод операционных исследований;
- метод многофакторных математических моделей;
- теорию графов и т. д.

Эффективным методом управления воспроизводством запасов также является метод сетевого моделирования развития горных работ.

§ 2. Процесс воспроизводства горных выработок

Пусть для вскрытия одиночного пологого пласта необходимо провести вертикальный подъемный ствол длиной L_1 и капитальный

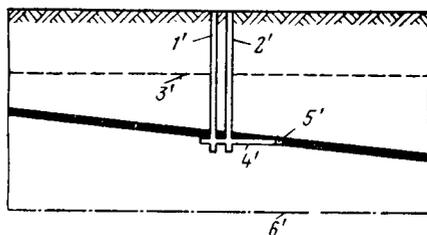
откаточный квершлаг длиной L_2 (рис. 6.18). К начальному моменту времени $t = 0$, когда суммарная длина пройденных вскрывающих выработок (L) равна нулю, количество вскрытых запасов также равно нулю $Q = 0$. После проведения ствола и квершлага на всю их предусмотренную длину величина вскрытых запасов увеличивается до величин вскрываемых запасов шахтного поля $Q_r = Q$. Внутри отрезка (O, T) , равного времени проведения вскрывающих выработок, характер преобразования запасов остается неопределенным.

Для раскрытия этой неопределенности полагаем, что преобразование запасов при проведении ствола и квершлага происходит не дискретным, а непрерывным образом в течение всего времени их проведения. Тогда, например, при проведении ствола и квершлага на половину их общей суммарной длины $(L_1 + L_2)$ будет справедливым утверждение, что к этому моменту преобразована половина вскрываемых запасов шахтного поля $Q/2$. Характер осуществления этого преобразования проявляется как первичный.

Процесс реализации такого рода преобразования запасов называется воспроизводящим процессом нулевого ранга воспроизводства. Преобразуемые вскрывающими выработками запасы в этом случае будут называться воспроизводимыми запасами нулевого ранга воспроизводства. Шахтный ствол и откаточный квершлаг как горные выработки, определяющие воспроизводство запасов нулевого ранга, являются воспроизводящими горными выработками нулевого ранга воспроизводства, а процесс их проведения — как воспроизводство запасов нулевого ранга воспроизводства.

Шахтный ствол и откаточный квершлаг как воспроизводящие горные выработки обладают определенной воспроизводящей способностью, оцениваемой коэффициентом воспроизводства запасов нулевого ранга воспроизводства (K_0).

Величина этого коэффициента для рассматриваемой системы



| | | | | | | | |
|----|----|------------------|------------------|------------------|----|----|----|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| 9 | 10 | 11 ^{8'} | 12 ^{8'} | 13 | 14 | 15 | 16 |
| 17 | 18 | 19 ^{7'} | 20 ^{1'} | 21 ^{7'} | 22 | 23 | 24 |
| 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 | 32 |
| 33 | 34 | 35 | 36 | 37 | 38 | 39 | 40 |
| 41 | 42 | 43 | 44 | 45 | 46 | 47 | 48 |
| 49 | 50 | 51 | 52 | 53 | 54 | 55 | 56 |

Рис. 6.18. Вскрытие и подготовка одиночного пологого пласта:

1' — вентиляционный ствол; 2' — подъемный ствол; 3' — верхняя техническая граница шахтного поля; 4' — капитальный квершлаг; 5' — коренной откаточный штрек; 6' — нижняя техническая граница шахтного поля; 7' — панельные бремсберги и ходки; 8' — ярусные транспортные штреки; 1—56 — номера выемочных столбов

вскрытия шахтного поля (см. рис. 6.18) определяется по формуле

$$K_0 = \frac{Q_0}{L} = \frac{H_0 S_0 m_0 \gamma_0}{L_1 + L_2} = \frac{H_0 S_0 p_0}{L_1 + L_2}, \text{ т/м},$$

где H_0, S_0 — размеры шахтного поля соответственно по восстанию (падению) и простиранию, м;

Q_0 — величина вскрываемых запасов шахтного поля, т;

L — суммарная длина вскрывающих воспроизводящих выработок, м;

m_0 — средняя мощность пласта, м;

γ_0 — средняя объемная масса угля, т/м³;

p_0 — средняя производительность пласта, т/м².

При известном коэффициенте воспроизводства запасов нулевого ранга и известной длине проведенных воспроизводящих выработок нулевого ранга воспроизводства (l_0) количество воспроизведенных запасов нулевого ранга воспроизводства (уровень Q_0) определяется из соотношения

$$Q_0 = K_0 l_0. \quad (6.4)$$

Определение же необходимой длины воспроизводящих горных выработок нулевого ранга воспроизводства по известному коэффициенту воспроизводства запасов и задаваемому уровню воспроизводства запасов нулевого ранга воспроизводства решается исходя из соотношения

$$l_0 = Q_0 / K_0, \text{ м}. \quad (6.5)$$

Воспроизводящей способностью как одним из своеобразных функциональных свойств обладают не только вскрывающие горные выработки типа рассмотренных выше, но и ряд других выработок. Они также воспроизводят запасы и определяют соответствующие им воспроизводящие процессы. Покажем это на примере проведения главного откаточного штрека (рис. 6.19).

При проведении главных откаточных штреков в крыльях шахтного поля преобразуются все запасы этих крыльев, если штреки проведены на всю их предусматриваемую длину. Можно считать, что при проведении каждой единичной длины штрека преобразованию подвергаются запасы, содержащиеся в полосе, ограниченной по простиранию этой единичной длиной (п. м), а по восстанию (падению) размером H_0 шахтного поля (наклонной высотой крыльев H_1). Величина этого запаса характеризует воспроизводящую способность главного откаточного штрека.

Проведению главных откаточных штреков предшествует проведение вскрывающих горных выработок, т. е. воспроизводящих горных выработок нулевого ранга воспроизводства. Следовательно, главные откаточные штреки являются воспроизводящими горными выработками первого ранга воспроизводства. Такого же ранга будут и соответствующие воспроизводящие процессы и коэффициенты воспроизводства запасов.

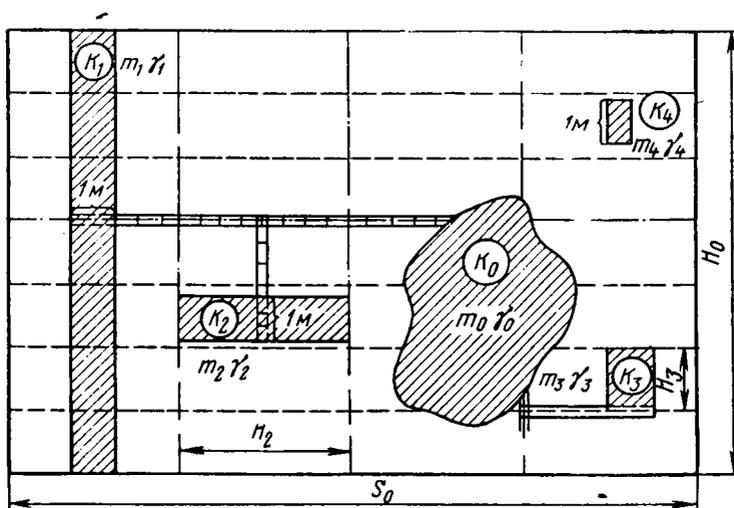


Рис. 6.19. Воспроизводство запасов выработками различных рангов

Воспроизводящий процесс первого ранга осуществляет вторую фазу преобразования запасов в горнодобывающем процессе угольной шахты.

Расчет уровней воспроизводства запасов и необходимых объемов проведения воспроизводящих горных выработок первого ранга воспроизводства выполняется по формулам, аналогичным (6.4) и (6.5).

Проведению уклонов и бремсбергов в панелях, ярусных откаточных (конвейерных, транспортных) штреков, очистных выработок в выемочных столбах адекватны соответственно воспроизводящие процессы второго, третьего и четвертого рангов воспроизводства и эти выработки осуществляют третью, четвертую и пятую фазу преобразования запасов в горнодобывающем процессе шахты. Воспроизводящая способность перечисленных выработок определяется соответствующими коэффициентами воспроизводства запасов второго, третьего и четвертого рангов воспроизводства, которые вычисляются по формулам, аналогичным (6.1) и (6.2) для усредненных по панелям, ярусам и очистным забоям геометрических параметров: ширины панели, наклонной

Таблица 6.4

| Ранг воспроизводства | Воспроизводящие горные выработки | Невоспроизводящие горные выработки | Коэффициенты воспроизводства запасов | Классификация преобразуемых запасов шахтного поля по функциональным (I) и по технологическим (II) признакам | |
|----------------------|--|--|--|---|---------------------------------|
| | | | | I | II |
| Нулевой | Подземные стволы, капитальные кваршлати шахты | Вентиляционные, вспомогательные стволы, сбойки | $K_0 = \frac{H_0 S_0 m_0 \gamma_0}{L}$ | Запасы нулевого ранга воспроизводства | Вскрытые запасы |
| Первый | Главные (коренные) откаточные (конвейерные) штреки крыльев | Главы вентиляционные штреки, просеки | $K_1 = \frac{Q_1}{I_1}$ | Запасы первого ранга воспроизводства | Подготовленные запасы |
| Второй | Основные транспортные выработки панелей, уклоны и бремсберги | Вспомогательные уклоны, механические и людские ходки при бремсбергах и уклонах | $K_2 = \frac{Q_2}{I_2}$ | Запасы второго ранга воспроизводства | То же |
| Третий | Основные транспортные выработки ярусов: конвейерные, транспортные, откаточные штреки | Вентиляционные штреки ярусов, вентиляционные печи и просеки | $K_3 = \frac{Q_3}{I_3}$ | Запасы третьего ранга воспроизводства | Подготовленные к нарезке запасы |
| Четвертый | Разрезные печи, ниши, полосы, ленты, стружки | Выработанное и подерживаемое приаобойное пространство | $K_4 = \frac{Q_4}{I_4}$ | Запасы четвертого ранга воспроизводства | Готовые к выемке запасы |

высоты яруса, ширины выемочной полосы глубины захвата, производительностей пласта, мощности и объемной массы угля. Основные формулы для вычислений и расчетов коэффициентов воспроизводства запасов, уровней воспроизводимых запасов и необходимых объемов проведения воспроизводящих выработок по этим рангам воспроизводства приведены в табл. 6.4.

Каждой воспроизводящей выработке любого ранга воспроизводства всегда соответствует одна или несколько так называемых невоспроизводящих выработок того же ранга воспроизводства. Это в основном выработки вспомогательного назначения, преимущественно вентиляционные (см. табл. 6.4). Невоспроизводящие выработки логически определяются воспроизводящими. Расчет объемов их проведения производится по формулам, однотипным с формулами для воспроизводящих выработок.

Выделение процесса воспроизводства запасов в качестве особого подпроцесса шахты и раскрытие его ранговой структуры предопределяют некоторую специфическую классификацию как горных выработок, определяющих этот процесс, так и воспроизводимых запасов, фиксируемых воспроизводящим процессом. Такого рода классификация запасов и горных выработок приведена в табл. 6.4. В отличие от существующей классификации преобразуемых запасов по их технологической готовности к выемке, воспроизводимые запасы классифицируются по их функциональной готовности к выемке.

§ 3. Система управления воспроизводством запасов

Управление воспроизводством запасов осуществляется в рамках управления горнодобывающим процессом шахты. Система управления воспроизводством запасов образуется четырьмя элементами: объектом управления (ОУ), управляющей системой (УС), каналом прямой (КПС) и обратной (КОС) связи (рис. 6.20). Каждый структурный элемент описывается набором переменных следу-

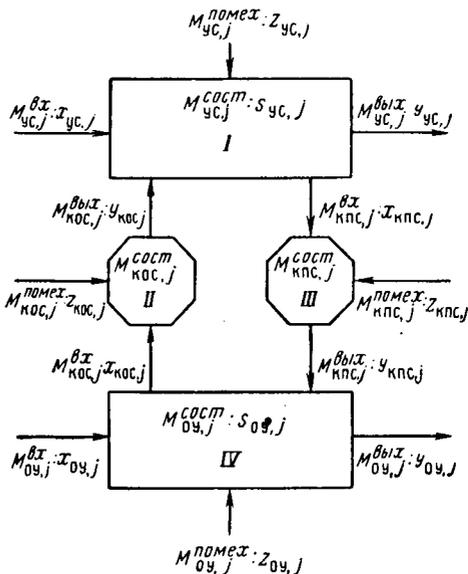


Рис. 6.20. Макромодель системы управления воспроизводящим процессом j -го ранга:

$M \dots$ — множество переменных; x и y — соответственно входные и выходные переменные; z — помехи; s — состояния; I — управляющая система воспроизводством запасов j -го ранга воспроизводства; II — канал обратной связи; III — канал прямой связи; IV — объект управления, воспроизводящий процесс j -го ранга воспроизводства запасов

ющих четырех групп: состояния (s), входа (x), выхода (y), помех (z). Переменные рассматриваются на всем множестве значений по всем рангам воспроизводства. Разнообразие переменных по каждому рангу воспроизводства является следующим:

$M_{OY}^{OCT} : s_{OY}$; $M_{OY}^{BX} : x_{OY}$; $M_{OY}^{BIX} : y_{OY}$; $M_{OY}^{ПOМEХ} : z_{OY}$ — множества возможных состояний, входных и выходных параметров и параметров помех воспроизводящего процесса шахты; $M_{YC}^{OCT} : s_{YC}$; $M_{YC}^{BX} : x_{YC}$; $M_{YC}^{BIX} : y_{YC}$; $M_{YC}^{ПOМEХ} : z_{YC}$ — множества возможных состояний, входных и выходных параметров и параметров помех управляющей системы воспроизводящего процесса шахты; $M_{KPC}^{OCT} : s_{KPC}$; $M_{KPC}^{BX} : x_{KPC}$; $M_{KPC}^{BIX} : y_{KPC}$; $M_{KPC}^{ПOМEХ} : z_{KPC}$ — множества возможных состояний, входных и выходных параметров и параметров помех канала прямой передачи информации (от управляющей системы к «объекту управления»); $M_{KOC}^{OCT} : s_{KOC}$; $M_{KOC}^{BX} : x_{KOC}$; $M_{KOC}^{BIX} : y_{KOC}$; $M_{KOC}^{ПOМEХ} : z_{KOC}$ — множества возможных состояний, входных и выходных параметров и параметров помех канала обратной связи (передача информации от воспроизводящего процесса — объект управления — управляющая система).

Функционирование системы управления воспроизводством запасов состоит в изменении состояний, входов, выходов и помех во времени по всем ранговым воспроизводящим процессам (OY), их управляющим системам (YC), каналам прямой (KPC) и обратной (KOC) связи.

Внутренние состояния воспроизводящих процессов, управляющих систем, каналов прямой и обратной связи как элементов системы управления воспроизводящим процессом угольной шахты по всему множеству их возможных состояний в каждый фиксированный момент времени определяется множеством возможных значений переменных их состояний, входов, выходов и помех предшествующего периода их функционирования и в общем виде описываются каноническими формами:

$$\begin{aligned} \{S_{OY}(t_k)\}_j &= G_{OY} [\{X_{OY}(T_{k-1})\}_1 \{Y_{OY}(T_{k-1})\}_1 \{S_{OY}(T_{k-1})\}_1 \times \\ &\quad \times \{Z_{OY}(T_{k-1})\}]_j; \\ \{S_{YC}(t_k)\}_j &= G_{YC} [\{X_{YC}(T_{k-1})\}_1 \{Y_{YC}(T_{k-1})\}_1 \{S_{YC}(T_{k-1})\}_1 \times \\ &\quad \times \{Z_{YC}(T_{k-1})\}]_j; \\ \{S_{KPC}(t_k)\}_j &= G_{KPC} [\{X_{KPC}(T_{k-1})\}_1 \{S_{KPC}(T_{k-1})\}_1 \{Z_{KPC}(T_{k-1})\}]_j; \\ \{S_{KOC}(t_k)\}_j &= G_{KOC} [\{X_{KOC}(T_{k-1})\}_1 \{S_{KOC}(T_{k-1})\}_1 \{Z_{KOC}(T_{k-1})\}]_j. \end{aligned} \tag{6.6}$$

Множество значений выходных переменных воспроизводящего процесса как объекта управления определяется множеством

значений переменных состояния, входа, помех и управляющих воздействий (выход канала прямой передачи информации):

$$\{Y_{OУ}(t_k)\}_j = F_{OУ} [\{X_{OУ}(t_k)\}_1 \{Y_{КПС}(t_k)\} \{S_{OУ}(t_k)\}_1 \{Z_{OУ}(t_k)\}]_j.$$

Множество значений выходных переменных управляющей системы воспроизводящего процесса определяется множеством значений переменных ее состояния, входа, помех и переменных контроля (выход канала обратной связи):

$$\{Y_{УС}(t_k)\}_j = F_{УС} [\{X_{УС}(t_k)\}_1 \{Y_{КОС}(t_k)\} \{S_{УС}(t_k)\}_1 \{Z_{УС}(t_k)\}]_j. \quad (6.7)$$

Множество значений выходных переменных канала прямой связи для передачи управляющих воздействий воспроизводящего процесса определяется множеством значений переменных его состояний, входа и помех:

$$\{Y_{КПС}(t_k)\}_j = F_{КПС} [\{X_{КПС}(t_k)\}_1 \{S_{КПС}(t_k)\}_1 \{Z_{КПС}(t_k)\}]_j. \quad (6.8)$$

Множество значений выходных переменных канала обратной связи для передачи информации контроля функционирования воспроизводящего процесса определяется множеством значений переменных его состояний, входа и помех:

$$\{Y_{КОС}(t_k)\}_j = F_{КОС} [\{X_{КОС}(t_k)\}_1 \{S_{КОС}(t_k)\}_1 \{Z_{КОС}(t_k)\}]_j. \quad (6.9)$$

Множество переменных информации контроля, передаваемых в управляющую систему воспроизводящим процессом, определяется множеством возможных состояний этого процесса, помехами воспроизводству запасов, входом процесса и управляющими воздействиями:

$$\{X_{КОС}(t_k)\}_j = U [\{S_{ОС}(t_k)\}_1 \{Z_{OУ}(t_k)\}_1 \{X_{OУ}(t_k)\}_1 \{Y_{КПС}(t_k)\}]_j. \quad (6.10)$$

Множество управляющих воздействий, генерируемых управляющей системой воспроизводящего процесса, определяется множеством ее возможных состояний, помехами, входной информацией и информацией контроля состояний процесса воспроизводства запасов:

$$\{X_{КПС}(t_k)\}_j = R [\{S_{УС}(t_k)\}_1 \{Z_{УС}(t_k)\}_1 \{X_{УС}(t_k)\}_1 \{Y_{КОС}(t_k)\}]_j. \quad (6.11)$$

Канонические уравнения (6.3)—(6.11) полностью описывают вещественно-энергетические и информационно-управляющие преобразования системы управления воспроизводством запасов.

Характер функционирования системы зависит от конкретного вида функций преобразования выхода, состояния, контроля и управления воспроизводящих процессов, управляющих систем.

каналов прямой и обратной связи и определяется функционалом вида

$$\Phi = \Phi(F, G, U, R, t), \quad (6.12)$$

где $t \in [0, T]$.

Задачей совершенствования системы управления является поиск таких функций преобразования переменных и состояний элементов системы, чтобы функционал (6.12) стремился к оптимуму:

$$\Phi \rightarrow \text{optimum.}$$

При этом необходимо, чтобы удовлетворялись все задаваемые или известные ограничения функционирования системы и ее элементов: технические, технологические, безопасности в рамках допустимых отклонений функционирования системы по ее устойчивости и экономичности от соответствующих оптимальных значений.

Г л а в а VI

ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ШАХТ

§ 1. Общие сведения

Для оценки технологической схемы шахты с определенной глубиной прогноза и достоверностью принятых технических решений необходимо принимать следующие основные показатели:

производительность труда рабочего по добыче шахты, т/смену (т/мес);

трудоемкость работ на 1000 т среднесуточной добычи шахты, чел-смен/1000 т;

показатель уровня технологии шахты, выражаемый числом выходов рабочих по добыче, приходящихся на 1000 м² отработываемой в шахте площади пластов в течение суток, выход/1000 м²;

производственная мощность шахты, т/сут (млн. т/год), которая определяет уровень концентрации производства;

нагрузка на очистной забой, т/сут;

показатель концентрации горных работ, выражаемый общим числом очистных забоев, приходящихся на 1000 т среднесуточной мощности шахты;

показатель интенсификации горных работ, выражаемый величиной отработываемой площади пластов в шахте в среднем за час, приходящейся на один действующий очистной забой, м²/ч;

параметры систем вскрытия, подготовки и отработки шахтного поля, а именно:

протяженность и объем горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля, проводимых за весь срок службы шахты, приходящихся на 1000 м² отработываемой площади пластов в шахтном поле, которые определяют собственно технический уровень систем вскрытия и подготовки шахтного поля;

протяженность и объем горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля;

протяженность и объем горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля, проводимых за весь срок службы шахты, на 1000 т промышленных запасов шахтного поля, от которых зависят трудоемкость и сроки строительства шахты и последующей подготовки новых блоков, величина основных фондов по горным работам и амортизационных отчислений этой части в структуре себестоимости;

протяженность и объем горных выработок на 1000 т годовой мощности шахты, которые приняты при проектировании шахт и определяют по горным работам в основном трудоемкость и сроки строительства или реконструкции, величину удельных капитальных затрат, а также величину приведенных затрат;

протяженность поддерживаемых горных выработок на величину среднесуточной добычи шахты (км/1000 т), которая определяет численность рабочих на поддержании горных выработок и в некоторой степени на транспорте, а следовательно, трудоемкость и стоимость этих работ во время эксплуатации.

Показатели систем подготовки и отработки выемочных участков, а именно:

протяженность и объем подготовительных выработок на 1000 т промышленных запасов выемочного участка, от которых зависит величина затрат на их проведение в себестоимости угля;

число одновременно проводимых подготовительных выработок, приходящихся на один выемочный участок;

протяженность и объем проводимых подготовительных выработок и очистных забоев в сутки по шахте, приходящихся на 1000 т суточной мощности шахты, от которых в совокупности с предыдущим показателем зависят в основном трудоемкость и стоимость проведения 1 м выработки, а следовательно, и доля затрат по этому виду расходов в себестоимости угля;

число поддерживаемых выработок впереди очистных забоев, приходящееся на 1000 т суточной мощности шахты;

число поддерживаемых выработок со стороны выработанного пространства очистных забоев, приходящееся на 1000 т суточной мощности шахты;

протяженность и объем поддерживаемых подготовительных выработок выемочных участков, приходящихся на 1000 т суточной мощности шахты, от которых в совокупности с предыдущими двумя показателями зависят трудоемкость и доля затрат в себестоимости на поддержание этих выработок и в некоторой степени на транспорт в пределах выемочного участка.

§ 2. Показатель уровня технологии шахты

Показатель уровня технологии предназначен для оценки доли участия каждого технологического процесса шахты в общем уровне технологии угледобывающего предприятия. С этой точки

зрения более предпочтительным показателем уровня технологии шахты является трудоемкость работ на 1000 т суточной добычи шахты.

Выражение для определения показателя уровня технологии шахты $У_{ш}$ имеет следующий вид:

$$У_{ш} = \frac{1000N_{ш}}{S_{ш}} = \frac{1000N_{ш}m\gamma}{A},$$

где $N_{ш}$ — число выходов рабочих по добыче в сутки;

$S_{ш}$ — обрабатываемая площадь пластов в шахте в сутки, м²;

A — суточная производственная мощность шахты, т;

m — средняя вынимаемая мощность пласта, м;

γ — объемная масса угля, т/м.

§ 3. Показатель уровня концентрации работ

В угольной промышленности понятие концентрации работ складывается из двух основных элементов: концентрации производства и концентрации горных работ.

Основным показателем, определяющим уровень концентрации производства, является производственная мощность шахты. Если уровень концентрации производства выражается величиной производственной мощности шахты, то за основной показатель его принимается общее число очистных забоев, приходящихся на 1000 т среднесуточной добычи шахты.

Определить показатель уровня концентрации горных работ $K_{г.р}$ можно следующим образом:

$$K_{г.р} = \frac{1000n_{о.з}}{A},$$

где $n_{о.з}$ — общее количество очистных забоев в шахте;

A — среднесуточная добыча шахты, т.

Концентрация горных работ в шахте — понятие, определяющее степень сосредоточения горных работ в шахтном поле. Ее уровень зависит от многих факторов: общего числа очистных и подготовительных забоев в шахте, числа одновременно обрабатываемых панелей, блоков, пластов и горизонтов в шахтном поле, протяженности горных выработок.

Основным фактором, определяющим уровень концентрации горных работ, является общее число очистных забоев в шахте, обеспечивающих ее производственную мощность. С уменьшением общего числа очистных забоев или удельного ее показателя (общего числа очистных забоев на 1000 т суточной добычи шахты) сокращается число одновременно обрабатываемых панелей, блоков, пластов и горизонтов. Это, в свою очередь, приводит к снижению удельной протяженности горных выработок в шахте.

Таким образом, принятый показатель уровня концентрации работ (выраженный отношением общего числа очистных забоев

к 1000 т суточной мощности шахты) прямо связан с протяженностью горных выработок.

Следовательно, с повышением уровня концентрации горных работ уменьшаются удельные капитальные затраты и величина основных фондов по горным работам, сокращаются затраты труда и средств на поддержание горных выработок и в некоторой степени на транспорт, что приводит в конечном итоге к снижению величины затрат труда и расходов по этим видам работ (в себестоимости угля и приведенных затратах).

Повышение уровня концентрации горных работ приводит к снижению основных фондов, эксплуатационных расходов и повышению производительности труда, а следовательно, к снижению себестоимости угля, приведенных затрат, повышению экономической эффективности производства.

Значительное снижение числа очистных забоев, обеспечивающих производственную мощность шахты, т. е. повышение уровня концентрации горных работ, возможно только на базе роста нагрузки на очистные забои. Поэтому нагрузка на очистной забой является основным определяющим фактором, обеспечивающим повышение нагрузки на панель, блок, пласт, горизонт и, таким образом, улучшение технико-экономических показателей шахты.

Достижения в области технологии и техники подземной угледобычи открыли пути значительного увеличения нагрузки на очистной забой, что, в свою очередь, способствовало дальнейшему повышению как уровня концентрации горных работ, так и мощности шахты — основного показателя концентрации производства.

§ 4. Показатель уровня интенсификации горных работ

В качестве показателя интенсификации горных работ $I_{г.р}$ принимается величина обрабатываемой площади пластов в среднем за час (сутки), приходящейся на один действующий очистной забой.

Выражение для определения $I_{г.р}$ имеет следующий вид:

$$I_{г.р} = \frac{A}{24n_{д.о.з} \gamma}, \quad (6.13)$$

где $n_{д.о.з}$ — число действующих очистных забоев;
 m — средняя вынимаемая мощность пласта, м;
 γ — объемная масса угля, т/м³.

При сравнении вариантов технологических схем шахт или технологии ведения очистных работ для одинаковых горно-геологических условий интенсификацию горных работ можно оценить скоростью подвигания очистных забоев или, при разных длинах очистных забоев, средней величиной добываемого угля из очистного забоя в сутки.

Для обоснования показателя технического уровня вскрытия и подготовки шахтного поля рассмотрим шахтное поле, размеры которого по простиранию обозначим через $S_{\text{ш.п}}$, по падению через H , а общие протяженность и объем горных выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля, проводимых за весь срок службы шахты, — через L и V . Тогда удельные протяженность и объем этих выработок на 1000 т промышленных запасов можно определить из следующих выражений:

$$L_z = \frac{1000L}{HS_{\text{ш.п}} m \gamma c} \quad (6.14)$$

$$V_z = \frac{1000V}{HS_{\text{ш.п}} m \gamma c} \quad (6.15)$$

где c — коэффициент извлечения запасов.

Если в вышеприведенных выражениях L , V , H , $S_{\text{ш.п}}$ постоянны, то величины L_z и V_z будут зависеть от значений m и γ . Следовательно, при одинаковых размерах шахтного поля, глубине залегания пластов, технических решениях и параметрах системы вскрытия и подготовки шахтного поля, связанные с ними удельные величины протяженности и объема горных выработок на 1000 т промышленных запасов будут зависеть от мощности и объемной массы пластов угля.

Поэтому в качестве показателя технического уровня системы вскрытия и подготовки шахтного поля принимаются удельная протяженность и объем выработок по вскрытию и подготовке шахтного поля на 1000 м² отрабатываемой площади пластов.

Принятые показатели позволяют оценивать как технологическую схему шахты, так и принимаемые при ее разработке технические решения.

Применение технологической схемы шахты в определенных горно-геологических условиях с оптимальными значениями вышеприведенных показателей обеспечит не только минимальные трудовые затраты, но и минимальные себестоимость и приведенные затраты.

§ 5. Оценка надежности структурной и технологической схем шахты

На основании оптимальных уровней надежности элементов и звеньев, составляющих структурную схему шахты, возможна оценка надежности функционирования шахты как сложной системы. Так как каждый элемент, звено шахты имеет свой оптимальный уровень и зависит как от места его положения в структурной схеме шахты (значимость элемента, звена), так и от времени его функционирования, поэтому не может быть единого оптимального уровня надежности для всей системы шахты и шахта

будет функционировать в оптимальном режиме надежности, если ее структурная схема будет набрана из элементов с необходимыми уровнями надежности. Следовательно, оценка систем вскрытия и подготовки должна производиться по отдельным звеньям с необходимым уровнем надежности для обеспечения оптимального уровня функционирования всей системы шахты.

Оценивать системы вскрытия и подготовки по отдельным составляющим звеньям с учетом фактора надежности возможно поэтапным проектированием, методом динамического программирования с применением теории графов.

Общая постановка задачи поэтапного проектирования систем вскрытия и подготовки методом динамического программирования может быть сформулирована следующим образом. Подсистемы шахты представляют собой динамическую систему \bar{S} , расчлененную на m шагов (этапов). На каждом i -м шаге принимается управление V_i , которое обеспечивает условный средний выигрыш на i -м шаге.

Модель поэтапного проектирования подсистемы шахты с использованием стохастической задачи динамического программирования в общем виде представляется следующим образом:

$$C = \sum_{i=1}^n \bar{C}_i (\bar{S}_{i-1} \bar{V}_i) \rightarrow \min, \quad (6.16)$$

где \bar{C}_i — математическое ожидание затрат, зависящих от случайного состояния системы \bar{S}_i ;

\bar{S}_{i-1} — случайное состояние системы на предыдущем шаге;

\bar{V}_i — случайное управление системой на n -м шаге.

Оценка надежности технологических схем представляет собой систему, состоящую из ряда математических моделей и ограничений по вероятностным характеристикам функционирования элементов.

Оценка надежности технологической схемы на примере оценки систем вскрытия и подготовки должна проводиться с определением оптимального объема запасов, принимаемого для конкретного проектирования систем вскрытия и подготовки из выражения

$$A' = A_r T, \text{ тыс. т,}$$

где A_r — годовая мощность шахты, тыс. т;

T — период оптимизации надежности проектных решений.

Техническая оценка надежности функционирования элементов системы вскрытия и подготовки производится по критерию вероятности функционирования элементов по обеспечению показателей

на менее проектных. При этом для подземного транспорта подразумевается под технической оценкой критерий вероятности выдачи грузопотока от лавы до поверхности не менее проектного. Для горных выработок принимается за критерий вероятность безотказного состояния горной выработки, позволяющей пропустить за рассматриваемый период времени поток груза и количество воздуха не менее расчетного*.

Техническая оценка надежности элементов производится в следующей последовательности.

1. Определение группы надежности элементов в подсистеме из следующих условий:

$$\frac{\sum m_{p. ш} - \sum m_{p. в}}{\sum m_{д. з}} \geq 1 - \text{элемент относится ко второй группе надежности};$$

$$\frac{\sum m_{p. ш} - \sum m_{p. в}}{\sum m_{д. з}} \leq 1 - \text{элемент относится к первой группе надежности},$$

где $\sum m_{д. з}$ — добыча из забоев, относящаяся к i -й выработке;
 $\sum m_{p. в}$ — резервная нагрузка забоев, относящаяся к i -й выработке;

$\sum m_{p. ш}$ — общий резерв мощности по шахте.

Техническая оценка функционирования элементов и звеньев каждой группы систем вскрытия и подготовки должна удовлетворять требованиям, приведенным в табл. 6.5.

Таблица 6.5

| Группа надежности элементов и звеньев | Звенья и элементы схем вскрытия и подготовки | Область необходимого уровня надежности P_0 |
|---------------------------------------|--|--|
| Первая | Система вскрытия | 0,9—0,95*1 |
| | В том числе: | |
| | элементы «подземный транспорт» | 0,92 |
| | элементы «горная выработка» | 0,98 |
| Вторая | Система подготовки | 0,9—0,8*2/0,5—
—0,6*3 |
| | В том числе: | |
| | элементы «подземный транспорт» | 0,82/0,7 |
| | элементы «горная выработка» | 0,85/0,73 |

*1 При сроке службы 12 лет.

*2 При сроке службы 3—5 лет.

*3 При сроке службы до 2 лет.

* Могут применяться и другие критерии.

2. Определение надежности функционирования элементов подземного транспорта.

При конвейерном транспорте:

а) средний возможный минутный грузопоток, который может принять конвейер,

$$m_{cp} = \frac{Q_{\text{ч}}}{60}, \text{ т/мин};$$

б) математическое ожидание грузопотока на конвейер

$$m_{ej} = n \frac{Q_{\text{рас}}}{K_{\text{м}} T_{\text{см}}}, \text{ т/мин},$$

где $Q_{\text{ч}}$ — часовая техническая производительность конвейера;
 n — число грузопотоков, поступающих на сборный конвейер;
 $Q_{\text{рас}}$ — принятый отдельный сменный грузопоток в проекте, поступающий на сборный конвейер;
 $T_{\text{см}}$ — календарное время в смену, мин;
 $K_{\text{м}}$ — коэффициент машинного времени;

в) среднее квадратическое отклонение каждого минутного грузопотока, поступающего на конвейер,

$$\sigma_{ej} = m_{ej} \nu, \text{ т/мин},$$

где ν — коэффициент вариации;

г) среднее квадратическое отклонение суммарного грузопотока

$$\sqrt{\sum (\sigma)^2}, \text{ т/мин};$$

д) наиболее возможное значение суммарного грузопотока

$$Q_{ej}^{\text{max}} = m_{ej} + 3\sigma_{ej}, \text{ т/мин};$$

е) вероятность выдачи расчетного грузопотока

$$P = \Phi \left(\frac{m_{cp} - Q_{ej}^{\text{max}}}{\sigma_{ej}} \right).$$

При $P = P_0$ элемент удовлетворяет условиям оптимального уровня надежности системы; при $P < P_0$ необходимы замены конвейера для увеличения или уменьшения запасов в элементе.

При электровозном транспорте:

а) грузоподъемность состава

$$V_{\text{сост}} = V_{\text{ваг}} n' \gamma, \text{ т},$$

где $V_{\text{ваг}}$ — емкость вагонетки;

n' — число вагонеток в составе, принятое по проекту;

γ — объемная масса груза;

б) по таблицам основных положений расчета транспорта принимается необходимая величина емкости (в составах) под погрузочными пунктами;

в) среднее время за смену на один рейс состава

$$t_p = \frac{L}{v_{гр}} + \frac{L}{v_{пор}} + Lt_{рем} + t_{p.п} + t_{p.о}, \text{ ч,}$$

где L — средняя длина транспортирования;

$v_{гр}$, $v_{пор}$ — скорости груженого и порожнего составов;

$t_{рем}$ — время ремонта, зависящего от надежности работы транспорта, приходящееся на 1 м пути;

$t_{p.п}$ — время маневровых операций на погрузочном пункте за один рейс;

$t_{p.о}$ — время маневров состава в околоствольном дворе;

г) дисперсия времени одного рейса

$$D(t_p) = L^2 \left[\frac{D(v_{гр})}{v_{гр}^4} + \frac{D(v_{п})}{v_{п}^4} + D(t_{рем}) \right] + D(t_{p.п}) + D(t_{p.о});$$

д) необходимое число рейсов для выдачи сменной или суточной добычи угля

$$n_{рейс} = \frac{Q_{сут}}{Q_{сост}};$$

е) среднее квадратическое отклонение времени движения составов

$$\sigma = \sqrt{D(t_p) n_{рейс}};$$

ж) время, необходимое для транспортирования базисного грузопотока,

$$T_p = \frac{t_p m_{ср}}{V_{сост} n_{сост}}.$$

где $n_{сост}$ — принятое в работе число составов;

з) среднее квадратическое отклонение базисного грузопотока

$$\sigma = \frac{m_{ср} v}{T_p};$$

и) вероятность выдачи базисного грузопотока

$$P = \Phi \left(\frac{\left(\frac{T_{пл} m_{ср}}{T_p} - m_{ср} \right)}{\sigma} \right)$$

(значение вероятности P определяется по таблицам и должно выдерживать условие $P \geq P_0$).

3. Определение уровня надежности пропускной способности околоствольного двора производится по формуле

$$P(K) = \frac{[\lambda(t_b - t_a)]^k}{k!} e^{-\lambda(t_b - t_a)},$$

где λ — интенсивность грузопотока, поступающего в околоствольный двор (в составах);

k — число ожидаемых составов с грузом за фиксированное время $(t_b - t_a)$.

Емкость бункера и грузовой ветви околоствольного двора получается расчетом среднего времени ожидания поездов, освобождения места в околоствольном дворе, которое определяется из следующих выражений:

$$\text{при } n_{\text{сосв}} \neq 0 \quad M_j = \frac{\lambda\tau^2(2-\lambda\tau)}{2(1-\lambda\tau)};$$

$$\text{при } n_{\text{сосв}} = 1 \quad M_j = \frac{\lambda\tau^2}{2(1-\lambda\tau)} \lambda\tau;$$

$$\text{при } n_{\text{сосв}} = 2 \quad M_j = \frac{\lambda\tau^2}{2(1-\lambda\tau)} (3\lambda\tau - 2) + P_0\tau.$$

4. Определение надежности работы подъемных установок для выдачи грузопотока не менее расчетного. Оптимальный уровень надежности работы подъемной установки определяем через время T_0 выдачи заданного грузопотока с минимальными экономическими затратами на создание и эксплуатацию подъема:

$$T_0 = \frac{\lambda T_{\text{пл}}}{\tau n_{\text{сосв}}},$$

где $T_{\text{пл}}$ — плановое (базисное) время работы подъемной установки.

Обеспечение выдачи расчетного грузопотока осуществляется при условии $T_0 \leq T$.

5. Определение надежности функционирования горных выработок, т. е. безотказной их работы, производится по следующей математической модели:

$$P = e^{-\lambda_1 t} \sum_{N-1}^N \frac{(\lambda_1 t)^{N-1}}{(N-1)!} e^{-\lambda_2 t} \sum_{N-1}^N \frac{(\lambda_2 t)^{N-1}}{(N-1)!},$$

где λ_1 — параметр потока отказов горных выработок из-за не надежности крепи;

λ_2 — параметр потока отказов горных выработок из-за пучения почвы горных выработок;

N — число перекреплений за рассматриваемый период времени.

6. Экономическая оценка надежности элементов систем вскрытия и подготовки.

Общие затраты

$$C = C_0 + C_3,$$

где C_0 — капитальные затраты на создание и приобретение элементов;

C_3 — эксплуатационные затраты,

$$C_3 = C_{\text{у. п. з}} + C_{\text{у. пр. з}};$$

$C_{\text{у. п. з}}$ — условно постоянные затраты;

$C_{\text{у. пр. з}}$ — условно переменные затраты, зависящие от уровня надежности.

Г л а в а VII

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В БУДУЩЕМ

§ 1. Общие сведения

Развитие технологии добычи угля определяется возрастающими потребностями народного хозяйства в топливно-энергетическом, металлургическом и химическом сырье, а также объемами и условиями залегания промышленных запасов угля и конкурирующих с ним по видам потребления полезных ископаемых.

В 1970—1975 гг. отраслевыми научно-исследовательскими и проектными институтами Минуглепрома СССР разработан прогноз развития технологии добычи угля (табл. 6.6), в основу которого положены проработки ИГД им. А. А. Скочинского.

Т а б л и ц а 6.6

| Способ добычи | Принцип технологии | Оценка | | | |
|---------------------------------|---|--------------------------------|----------------------|----------------------------|----------------------|
| | | перспективности | | распространенности | |
| | | математическое ожидание, баллы | коэффициент вариации | математическое ожидание, % | коэффициент вариации |
| Шахтный | Механическое разрушение и доставка угля | 9,0 * | 0,2 | 60 | 0,1 |
| | Гидравлическое и механогидравлическое разрушение и доставка угля . . | 4,0 | 0,6 | 20 | 0,7 |
| Бесшахтный (геотехнологический) | Подземная газификация угля | 2,3 | 1,1 | 10 | 1,3 |
| | Перевод угля в недрах из твердого в жидкое (гидрогенизация, экстракция), пластичное (пластификация) или другое подвижное состояние и извлечение его на поверхность через скважину | 1,8 | 1,8 | 7 | 2,2 |
| | Прямое получение электроэнергии из химической энергии угля в недрах | 1,1 | 2,3 | 3 | 2,3 |
| | | | | | |

* Оценки производились по десятибалльной шкале.

Первые два предложенных вида технологии представляют собой известные и применяемые в настоящее время шахтные способы добычи с механическим и гидравлическим разрушением и транспортированием угля. Три других вида технологии относятся к принципиально новым, бесшахтным способам добычи, основанным на изменении состояния угля в недрах и извлечении

угля, его компонентов или продуктов переработки через скважину на поверхность. Такие способы добычи получили название геотехнологических. Названные виды технологии и оценки их перспективности и распространенности, приведенные в табл. 6.6, показывают, что наибольшую экспертную оценку как по перспективности, так и по распространенности получили традиционные виды технологии с механическим и механигидравлическим разрушением угля в шахте и доставкой его на поверхность. Остальные, бесшахтные способы добычи, по мнению экспертов, принципиально осуществимы, теоретические принципы их реализации известны, но широкое применение их пока маловероятно.

Геотехнологические методы* добычи основаны на переводе полезного ископаемого в подвижное состояние посредством осуществления на месте его залегания тепловых, массообменных, химических и гидродинамических процессов. Они имеют следующие особенности:

добыча полезных ископаемых, как правило, ведется через специально оборудованные и подготовленные скважины;

инструментом добычи являются рабочие агенты — флюиды (растворители, теплоносители и др.), которые в процессе добычи движутся по разрабатываемой залежи, причем подача рабочих агентов к залежи и отвод полезного ископаемого на поверхность могут производиться как через одну и ту же скважину, так и через различные скважины; полезное ископаемое начинает перемещаться только после изменения агрегатного состояния, т. е. для извлечения полезного ископаемого осуществляется перевод его из твердого состояния в подвижное;

технология, как правило, предусматривает избирательное извлечение, т. е. на месте залегания фактически ведется переработка горной массы и извлечение полезного компонента;

управление процессом добычи осуществляется с поверхности путем изменения параметров (расхода, температуры, давления, концентрации и др.), а также мест ввода рабочего агента и отбора полезного ископаемого;

эксплуатируемое месторождение является объектом добычи и местом, где протекает технологический процесс, разработка его зональна и перемещается во времени у добычных скважин;

характер процесса добычи определяет размеры и форму рабочей зоны в разрабатываемой части месторождения.

Проф. В. Ж. Аренсом предложена классификация, построенная по принципу выделения видов подвижного состояния полезных ископаемых (газ, расплав, раствор, подвижные смеси) и способов их перевода в это состояние (табл. 6.7).

Выбор того или иного метода разработки определяется геотехнологическим свойством полезного ископаемого (свойство по-

* См. подробнее В. Ж. Аренс. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М., «Недра», 1975.

| Подвижное состояние полезного ископаемого | Способы перевода полезного ископаемого в подвижное состояние | | | |
|---|--|---|--|---|
| | физические | химические | физико-химические | микробиологические |
| Газ | Воздействие температуры, давления (сублимация, перегонка) | Окисление, разложение (частичное или полное сжигание, обжиг) | Химические реакции с участием физических полей | Бактериальное воздействие |
| Жидкость | Плавление, перегонка (воздействие температуры, давления) | Выщелачивание и растворение с образованием молекулярных растворов | Гидрогенизация, растворение и выщелачивание с участием физических полей | Бактериальное выщелачивание |
| Подвижные механические смеси | Гидропневмо-разрушение | Растворение связующего вещества | Диспергирование поверхностно-активными веществами, химическими реагентами и физическими полями | Бактериальное растворение цемента (бактериальное воздействие) |

лезного ископаемого под воздействием агентов приобретать подвижное состояние) и физико-геологической обстановкой, которая наряду с геологическими и гидрогеологическими условиями отражает характеристику свойств горных пород и насыщающих их флюидов (пористость, проницаемость, трещиноватость, содержание полезного компонента, минерализация вод и др.).

§ 2. Подземная газификация угля

Подземная газификация углей (ПГУ) представляет собой термохимический процесс превращения угля в горючие газы, пригодные для энергетических или физико-технологических целей. Идея подземной газификации углей принадлежит Д. И. Менделееву. Начиная с 20-х годов в СССР ведутся опытно-промышленные исследования газификации. Открытие в последние годы огромных запасов природного газа внесло существенное изменение в топливно-энергетический баланс страны и сделало газ, получаемый на станциях ПГУ, неконкурентоспособным, по крайней мере в ближайшем будущем. Однако в ряде зарубежных стран, не обладающих такими большими ресурсами природного газа, на подземную газификацию возлагают большие надежды и ведут интенсивные исследования в этой области. Так, в США, к 1990 г.

будут перерабатывать ежегодно 150 млн. т угля по методу ПГУ. Работы по подземной газификации ведутся также в Англии, Бельгии, Италии, Польше, Чехословакии, Японии и др.

Под термином «подземная газификация угля» понимают процесс получения из угля горючего газа, а под термином «подземный газогенератор» — часть угольного пласта, в которой ведется газификация. Важнейшими элементами подземного газогенератора являются каналы газификации, образуемые по простиранию или по падению пласта. В них происходит взаимодействие кислорода, подаваемого в каналы, с твердой фазой (с углем и различными химическими элементами окружающих пород). Войдя в канал газификации, кислород быстро подогревается. Двигаясь далее, он вступает в реакцию с углеродом угля, образуя окись и двуокись углерода. Образовавшаяся двуокись углерода, а также водяной пар, поступающий из угольного пласта и окружающих пород, движутся далее по угольному каналу, омывают его раскаленную поверхность и восстанавливаются углеродом (соответственно до окиси углерода и водорода). При дальнейшем движении по каналу горючие газы нагревают уголь, в результате чего происходит термическое разложение его горючей массы с выделением летучих, поступающих в газовый поток. Далее эта смесь газов, имеющая еще достаточно высокую температуру, омывает остальную поверхность канала, производя подсушку угля. Таким образом, процесс газообразования в канале газификации можно условно разбить на четыре зоны — окисления (горения), восстановления, термического разложения угля, сушки.

Одновременно с газообразованием в канале сложные процессы совершаются и в окружающем его угольном массиве. По мере газификации каналы расширяются, налегающие на пласт породы обрушаются, заполняя выгорованное пространство и уменьшая свободное сечение канала. Обрушение и оплавление пород кровли никогда не приводят к полной закупорке канала и подаваемое дутье имеет доступ к реакционной его поверхности при любом расположении канала в плоскости пласта.

Факторы, влияющие на процесс подземной газификации. На характер и течение технологического процесса подземной газификации оказывает влияние множество факторов, определяющих две его основные стороны: собственно химический процесс образования газа и гидродинамический характер взаимодействия дутья с реагирующей поверхностью топлива. Из них наибольшее значение имеют интенсивность нагнетания дутья и концентрация в нем кислорода, температура в канале газификации, химический состав топлива, условия залегания пластов, обводненность месторождения.

Одним из необходимых условий повышения интенсивности процесса подземной газификации является поддержание высокой температуры, которая приводит к возрастанию скорости химического взаимодействия между реагирующими веществами.

Методы создания каналов в угольном пласте. Процесс прожига в угольном пласте канала очагом горения, перемещающимся навстречу дутьевому потоку или по его направлению, называется фильтрационной сбойкой скважин. В первом случае сбойку называют противоточной, во втором — прямоточной. Противоточная фильтрационная сбойка осуществляется следующим образом. Бурится и обсаживается ряд скважин. Необсаженной остается только нижняя часть. Затрубное пространство тампонируется. Затем приступают к отжатию влаги из пласта. Для этого нагнетают дутье в две, три или во все скважины. После предварительной



Рис. 6.21. Конструкции подземных газогенераторов

сушки прекращают нагнетание дутья в одну из скважин, называемую розжиговой, соединяют с атмосферой и зажигают угольный пласт. Развитие очага горения обеспечивается сравнительно непродолжительным нагнетанием дутья в розжиговую скважину и ее периодической разгрузкой. Как только достигнуто устойчивое горение угля, из розжиговой скважины в течение всего периода сбойки отводится газ. Дальнейшее горение угля поддерживается за счет кислородного дутья, нагнетаемого в соседние скважины и фильтрующегося в направлении к очагу горения. Завершающий этап сбойки для всех углей характеризуется резким падением давления, бурным выделением газов и повышением их качества. С этого момента канал считается готовым для ведения процесса газификации. Фильтрационная сбойка на новых участках может вестись в одном, двух, трех или четырех направлениях одновременно (рис. 6.21, б, д, е, ж).

При прямоточной сбойке угольный пласт зажигается в забое сбиваемой скважины с незначительным продвижением очага горения. Поэтому удельный расход дутья при прямоточной сбойке в несколько раз выше, чем при противоточной.

Конструкции подземных газогенераторов. Различают наземную и подземную части газогенератора. К наземной части относятся головки дутьевых и газоотводящих скважин, трубопроводы для

подвода дутья и воды к скважинам, газопроводы, аппараты для очистки и охлаждения газа, обслуживающие газогенератор. Сюда же входят приборы для контроля и управления работой отдельных скважин и газогенератора в целом. Подземная часть газогенератора включает дутьевые и газоотводящие скважины, каналы газификации, а также водоотливные, дренажные и наблюдательные скважины.

Все подземные газогенераторы можно подразделить на газогенераторы с изолированными каналами и каналами, объединенными посредством единого канала розжига. На рис. 6.21, а, б, в, г показаны конструктивные элементы подземного газогенератора с изолированными каналами. Подготовительные работы при устройстве такого газогенератора состоят в следующем. В наклонном или крутом пласте каналы газификации располагаются по падению пласта. Вначале бурится газоотводящая скважина, которая обсаживается колонной металлических труб, а затрубное пространство тампонируется цементным раствором. Затем приступают к бурению канала газификации заданной длины и дутьевой скважины. Забой дутьевой скважины и каналы газификации соединяют либо с помощью фильтрационной сбойки, либо гидро-разрывом. После этого приступают к огневой проработке канала. Если пласт горизонтальный или пологий, каналы газификации подготавливаются бурением (рис. 6.21, в). Для пластов мощностью 2—10 м рекомендуемая длина газогенератора 400—500 м (по падению пласта). Размер по простиранию зависит от производительности газогенератора, при этом следует учитывать, что наилучшее качество газа получается при интенсивности процесса, равной 20 тыс. м³ газа на 100 м длины по простиранию для пластов мощностью 2 м и 80—100 тыс. м³ — для пластов мощностью 8—10 м. Диаметр дутьевых скважин должен быть не менее 250—300 мм, а газоотводящих — 350—400 мм. Расстояние между газоотводящими скважинами должно быть в пределах 50—60 м.

Наклонные и крутые пласты могут разрабатываться и по простиранию пласта.

Конструкция подземных газогенераторов для горизонтальных и пологих угольных пластов может иметь прямой или боковой газоотвод. В первом случае на месторождении бурятся ряды скважин по квадратной или прямоугольной сетке. Расстояние между скважинами в каждом ряду колеблется от 25 до 60 м и выбирается в зависимости от степени выгазования угля. В газогенераторах данной конструкции каждая скважина поочередно выполняет функции дутьевой и газоотводящей. В противоположность этому в газогенераторах с боковым газоотводом одни скважины служат в качестве дутьевых, другие — только для отвода газа.

Системы выгазования угольных пластов. Системой выгазования угольных пластов называется определенный порядок проведения подготовительных и огневых работ во времени и про-

странстве. Подготовительные работы включают бурение скважин, подготовку каналов газификации, обеспечение водоотлива. Под огневыми работами подразумевается собственно процесс газификации угля.

При наклонных и крутых пластах выгазование пластов может вестись либо по восстанию, либо по простиранию. Выбор той или иной системы зависит от технических, технологических и экономических факторов, таких, как наличие технических средств для бурения скважин и подготовки каналов газификации, рациональная длина последних с точки зрения полноты выгазования угля и устойчивости качества газа, размеры одновременных капитальных затрат на строительство подземных газогенераторов.

При сплошной системе выгазования капитальные затраты на 1 т запасов, подготовленных к газификации, минимальны, но начальная величина этих затрат может оказаться большой. При этажной системе удельные капитальные затраты увеличиваются, однако при этом получается газ стабильного состава благодаря периодическому приближению подачи дутья к угольному массиву. Обе системы требуют применения конструкций газогенераторов, обеспечивающих отвод газа в угольный массив.

Выгазование пластов по простиранию может вестись от центра участка к его границам, от границ участка к центру и от одной границы участка к другой. Во всех этих системах могут применяться конструкции газогенераторов с отводом газа в угольный массив или в выгазованное пространство.

При обработке свиты пластов выбор системы выгазования осложняется, так как необходимо снизить до минимума потери газа и водопритока в подземный газогенератор, а также обеспечить благоприятные условия для бурения скважин. Процесс сдвижения пород при подземной газификации происходит с малой скоростью и весьма плавно. Обработка свиты пластов снизу вверх предпочтительнее.

Технологическая схема станции подземной газификации. Станции подземной газификации могут производить газ энергетический и технологический, совместно и раздельно. Наиболее простую технологическую схему имеет станция, производящая энергетический газ на воздушном дутье. В ее состав входят четыре цеха — компрессорный, газогенераторный, очистки и охлаждения газа, транспортирования газа.

В компрессорном цехе устанавливаются компрессоры двух типов — высокого и низкого давления. Первые предназначаются для подачи в подземный газогенератор дутья высокого давления (5—60 кгс/см²) на фильтрационную сбойку или проработку каналов газификации после электропробоя массива угля между скважинами. Компрессоры низкого давления подают дутье на газификацию при давлении 1,5—2 кгс/см². Из компрессорного цеха дутье поступает в газогенераторный цех по двум системам трубопроводов и далее подводится к соответствующим скважинам.

Для отбора газа из газоотводящих скважин служат коллекторы из металлических труб. Дутьевые и газовые коллекторы не являются постоянными сооружениями и периодически переносятся по мере отработки запасов угля. На каждом газовом коллекторе устанавливаются циклоны — аппараты для улавливания крупной пыли, выносимой с газом из газоотводящих скважин. Далее газ направляется в цех охлаждения и очистки. Предварительное охлаждение газа производится непосредственно в газоотводящих скважинах. Для этого в каждую из них опускается водоподающая трубка диаметром 12—18 мм с распылителем на конце. В состав цеха охлаждения и очистки газа входят холодильники — скрубберы, градирня, циркуляционная система охлаждающей воды, отстойники, электрофильтры, установка сероочистки. Вначале газ поступает в скрубберы, где охлаждается до 30—35° С и одновременно дополнительно очищается от пыли и частично от смолы. Далее он поступает в электрофильтры, где окончательно очищается, а после этого — в скрубберы сероочистки, где из него извлекается сероводород. Затем он направляется в транспортный цех, где установлены турбогазодувки, подающие газ потребителям.

Перспективы развития подземной газификации углей. Подземная газификация не должна противопоставляться существующим способам разработки угольных месторождений. Она должна дополнять их с тем, чтобы в конкретных горно-геологических условиях применялся наиболее рациональный и эффективный способ разработки. Следует учитывать, что при современном состоянии техники подземной газификации, когда в качестве дутья применяется обычный воздух, можно получать газ низкой теплоты сгорания (около 1000 ккал/м³), который экономично передавать на малые расстояния, не выходя за пределы угольных бассейнов. Наряду с газом, на станциях подземной газификации можно попутно получать такие важные химические вещества, как фенолы, бензолы, пиридины, жирные кислоты, серу и др. Например, в Кузбассе при мощности станции подземной газификации, равной 2800 млн. м³ газа в год, можно получить пиридиновых оснований в 1,5 раза больше, чем на восьмибатарейном коксохимическом заводе.

В табл. 6.8 приведены данные о выходе химических продуктов из кузнецкого угля при подземной газификации и коксовании.

Таким образом, уже сейчас целесообразно рассматривать станции подземной газификации не только как энергетические предприятия местного значения, но и как энергохимические комбинаты. Применение же обогащенного кислородом дутья резко повышает теплоту сгорания газа до 4000 ккал/м³, и при получении кислорода из воздуха извлекаются аргон, ксенон, криптон, что еще больше приближает станцию подземной газификации к химическому комбинату с широким диапазоном получаемых продуктов.

Таблица 6.8

| Химические продукты | Выход с 1 т угля, кг | |
|------------------------|-----------------------|------------|
| | Подземная газификация | Коксование |
| Аммиак | 3—12 | 2—4 |
| Пиридиновые основания | 0,3—2,4 | 0,12—0,20 |
| Бензолные углеводороды | 3—12 | 9—16 |
| Сероводород | 1—2 | 0,6—2 |
| Смолы | 1,5—2 | 20—50 |

§ 3. Подземное гидрирование углей

Подземное гидрирование угля (искусственное получение жидких углеводородов из каменных углей) возможно осуществить через систему добычных скважин, пробуренных с поверхности. Метод гидрирования угля заключается в действии на него водородом при температуре 450—500° С и давлении 200 ат. Из 1 т угля получается 600—650 кг различных нефтепродуктов, не уступающих по своим качествам извлекаемым из природной нефти продуктам. Гидрирование угля на поверхности хорошо изучено и применяется в промышленности. Метод подземного гидрирования угля находится в стадии исследования и имеет значительные перспективы. Известно, например, предложение ученых США для получения энергии из углей путем осуществления подземной газификации, последующего охлаждения оставшейся угольной массы и снижения ее для синтезирования сырой нефти. При подземной газификации в рабочей зоне оставляют до 50% угля в виде конусообразных целиков, поддерживающих вмещающие породы от обрушения. В рабочую зону подается вода, которая, охлаждая окружающую среду, превращается в пар. При температуре 540—1100° С и манометрическом давлении пара 27 кгс/см² происходит реакция, в результате которой образуется синтетический газ ($H_2 + CO$), пригодный для использования в химическом производстве. При снижении температуры до 430° С из скважины в основном выходит только пар.

Затем скважина оснащается обсадными трубами, опускающимися почти до дна рабочей зоны. Концы труб должны быть погружены в фенол, который является носителем водорода. Дополнительное количество водорода подается в виде ранее полученного синтетического газа. В результате происходит сжижение угля при наличии повышенной концентрации водорода. Ожидаемая калорийность синтезированной сырой нефти составляет около 8900 ккал/кг.

§ 4. Скважинная гидродобыча угля (СГД)

Сущность метода СГД заключается в превращении угля на месте залегания в гидросмесь и ее откачке на поверхность. Гидросмесь можно откачивать на поверхность эрлифтом, гидроэлеватором, погружным насосом, противодавлением нагнетаемой в залежь воды.

По сравнению с подземной и открытой разработкой метод СГД обладает следующими преимуществами. При скважинной гидродобыче технологический процесс является однооперационным. Операции по добыче и транспортированию полезного ископаемого осуществляются водой. Возможна полная автоматизация работ. Появляется экономическая целесообразность извлечения забалансовых запасов полезного ископаемого. Увеличение глубины разработки существенно не влияет на затраты. Обводненность месторождения не затрудняет его разработку. Этот метод позволяет разрабатывать месторождения под водоемами, а также без нарушения поверхности (почвенного слоя).

В последнее время было выдвинуто несколько предложений по осуществлению скважинной гидродобычи полезных ископаемых. Главное их отличие в способе разрушения горной массы и доставке ее к забою выдачной скважины.

В 1936 г. в СССР был предложен метод добычи полезных ископаемых через скважины посредством гидромониторного разрушения пород и откачки гидросмеси насосом (рис. 6.22). Примерно аналогичная схема предложена американскими инженерами С. Астоном и Г. Вилдлом. Для повышения эффективности действия струи воды в камере ими предложено у гидромонитора создавать «воздушный пузырь».

Группа польских инженеров предложила разрушение горной массы вести затопленной гидромониторной струей, а отбор гидросмеси производить за счет гидростатического давления. Для увеличения разрушающей способности струи предлагается использовать очень высокое давление, колебания различной частоты, «газовый пузырь», тепловую энергию, электроток, химическую обработку и другие средства.

Один из методов скважинной гидродобычи угля состоит в том, что с поверхности бурится скважина до почвы пласта. В скважину

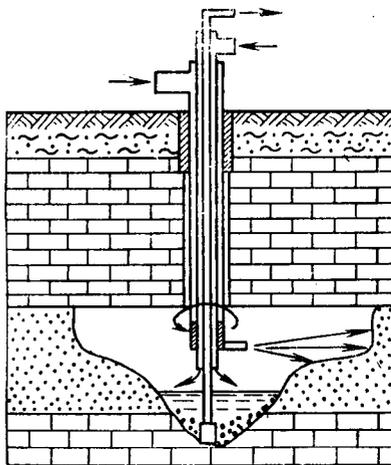


Рис. 6.22. Схема разработки полезных ископаемых через скважины гидравлическим способом

спускается комплект оборудования, состоящий из высоконапорного става, вращающихся насадок и шламовой насосной системы. По мере вращения насадок они медленно поднимаются, причем струя воды отбивает уголь, который, смешиваясь с водой в виде пульпы, попадает на почву, откуда и откачивается на поверхность. Управление всеми процессами ведется с поверхности. Этот метод увеличивает безопасность работ, обеспечивает сменную производительность труда свыше 45 т, а также исключает влияние горных работ на окружающую среду (отходы обогащения могут быть закачаны в отработанную скважину).

Идея другого метода гидродобычи угля заключается в следующем: в предварительно пробуренную с поверхности толщу угольного пласта скважину диаметром 0,4 м вводится специальный рабочий орган, осуществляющий разрушение угля двумя диаметрально выбрасываемыми водяными струями и транспортирование пульпы на поверхность.

Рабочий орган содержит в себе три системы:

- 1) систему струйного резания, состоящую из насосов и трубопроводов высокого давления;
- 2) систему гидротранспорта пульпы на поверхность с глубины не менее 30 м с помощью диффузионного насоса;
- 3) обычную буровую каретку, осуществляющую дробление крупных кусков.

Рабочий орган вращается, в результате чего струи прорезают в массиве кольцевой паз.

По истечении определенного времени, когда удаление паза от центра скважины достигает максимальной величины, рабочий орган опускается вниз на некоторое расстояние и процесс возобновляется. Когда орган опустится на максимальную глубину, начинается процесс дробления угля и транспортирования измельченного угля на поверхность.

Геологические и гидрогеологические условия залегания полезного ископаемого являются основным условием эффективности применения метода СГД. Они определяют конструктивные особенности добычного оборудования и технологию ведения процесса.

Для эффективного применения метода СГД необходимо, чтобы полезное ископаемое легко разрушалось под гидродинамическим воздействием, покрывающие породы допускали значительное обнажение кровли или обладали свойством плавного опускания, объемы добытого из скважины полезного ископаемого обеспечивали рентабельность отработки.

ОСОБЕННОСТИ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ
ЗА РУБЕЖОМ

§ 1. Вскрытие и подготовка угольных пластов в США

В настоящее время США занимает второе (после Советского Союза) место в мире по добыче угля. Запасы угля в стране являются самыми большими в капиталистическом мире и составляют около 1,5 трлн. т (геологические запасы).

Для угольных месторождений США характерны весьма благоприятные горно-геологические условия. Разрабатываемые пласты, как правило, имеют спокойное, почти горизонтальное залегание. Глубина разработки колеблется от 50 до 200 м, причем в основных бассейнах она не превышает 150 м (самая глубокая шахта «Бетатрис» разрабатывает пласты на глубине 370—400 м). Вмещающие породы — устойчивые песчаники и известняки. Средняя мощность разрабатываемых пластов 1,6 м, причем более 88% добычи угля подземным способом приходится на пласты мощностью 0,9—2,4 м. Метанообильность незначительная, только 20% шахт относятся к газовым. Шахты сухие, с минимальным притоком воды.

Вскрытие угольных месторождений. Благоприятные горно-геологические условия залегания угольных пластов (пологое) позволяют применять простые системы вскрытия. Только 2,5% шахтных полей вскрыты вертикальными стволами, 18,7% действующих шахт имеют наклонные стволы и 78,8% — штольни.

Если угольный пласт имеет выход на поверхность или залегает на незначительной глубине, шахтное поле вскрывается штольней (обычно на склонах гор) или наклонными стволами. В этом случае при необходимости дополнительно проходят вертикальный ствол, который используется для спуска людей и материалов, а также несколько вертикальных вентиляционных стволов.

В американской практике считается, что до глубины 210—240 м целесообразность вскрытия наклонными стволами не вызывает сомнения. При мощности покрывающих пород свыше 210—240 м система вскрытия принимается после тщательного технико-экономического сравнения различных вариантов вскрытия с учетом первоначальных капиталовложений и всех эксплуатационных затрат.

Наклонные стволы, проходимые по породе или по углю, обычно предназначены для установки в них в качестве транспортного средства ленточных конвейеров и поэтому уклон их не превышает 17°.

Наиболее распространенной формой сечения наклонных стволов является арочная. При этом ствол делится на два отделения, в одном из которых размещен ленточный конвейер, а во втором, расположенном под первым, — уложен рельсовый путь. Такая схема наклонного ствола позволяет проходить его более узким

сечением, а арочная форма выработки, закрепленной анкерной крепью, обеспечивает необходимую устойчивость боковых пород.

Вертикальные стволы круглого или овального сечения применяют обычно при строительстве крупных шахт.

Подготовка пластов в пределах шахтных полей. Благоприятные геологические условия для разработки пластов, в том числе хорошая устойчивость боковых пород, позволяют поддерживать значительную сеть подготовительных выработок при небольших затратах на их крепление и ремонт. При различных системах вскрытия (штольнями, вертикальными или наклонными стволами) применяется панельная подготовка. При горизонтальном или близком к нему залегании пластов последние разделяются с помощью главных штреков и примыкающих к ним панельных штреков на двусторонние панели. В пределах панели пласты отрабатываются различными вариантами камерной и камерно-столбовой систем разработки, а также короткими столбами.

Ширина большинства двусторонних панелей составляет от 200 до 300 м. Однако в связи с внедрением более производительных средств механизации выемки угля в очистных забоях наблюдается тенденция к увеличению ширины панелей. Длина панели составляет от 800 до 1500 м и в основном зависит от конфигурации и размеров шахтного поля.

На шахтах применяются различные сочетания прямого, обратного и комбинированного порядков отработки.

Отработка панелей в шахтном поле производится от вскрывающих выработок к границам шахтного поля, от границ шахтного поля или комбинированно: по одну сторону от главных штреков — в направлении к границам шахтного поля, а по другую сторону — в обратном направлении. Выемочные участки в панелях часто отрабатываются в обратном или комбинированном порядке.

Американские специалисты считают наиболее целесообразным обратный порядок отработки, как обеспечивающий предварительную разведку пласта и поддержание выработок в ненарушенном массиве угля.

Существенным вопросом при проектировании вскрытия и подготовки месторождения является число проводимых в группе параллельных штреков, причем наиболее важным здесь являются условия проветривания. Если для обеспечения проветривания требуется подавать большое количество воздуха, а мощность угольного пласта невелика, приходится проводить большое число параллельных штреков. Увеличение числа проводимых штреков иногда желательны и для того, чтобы применяемое оборудование работало с полной загрузкой, давая значительную попутную добычу угля.

В практике угольных шахт США наблюдается тенденция проводить одновременно до восьми и более главных параллельных

штреков и три-четыре (при отработке камер) или четыре-шесть (при отработке заходками) участковых. Опыт работы показывает, что при таком числе штреков обеспечиваются минимальная себестоимость добываемого угля, а также создаются условия для подачи достаточного количества воздуха для проветривания.

Схемы расположения и направление подготовительных выработок по отношению к элементам залегания определяются конфигурацией шахтного поля, размерами панелей, а также направлением падения пласта. Последнее учитывается при планировке

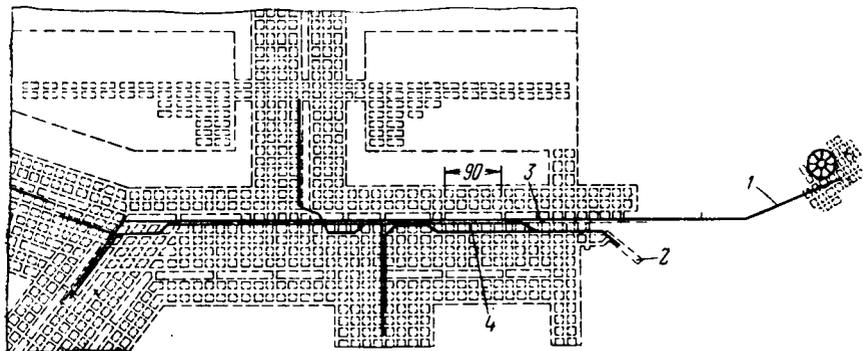


Рис. 6.23. Подготовка шахтного поля:

1 — конвейерный наклонный ствол; 2 — материальный наклонный ствол; 3 — ленточный конвейер; 4 — рельсовый путь

выработок в шахтном поле с целью обеспечения необходимых уклонов для стока воды, а также для откаточных путей, если на шахте применяется магистральный электровозный транспорт.

Обращает на себя внимание большая протяженность крыльев шахтного поля, достигающая в отдельных случаях 12—14 км, что в первую очередь обусловливается спокойным залеганием (горизонтальным или пологим) разрабатываемых угольных пластов.

Как было указано выше, сеть подготовительных выработок состоит из главных параллельных штреков и примыкающих к ним панельных штреков.

В ряде случаев от главных штреков проводятся ответвления в отдаленные части шахтного поля, имеющие большие размеры, и уже от этих ответвлений проводятся панельные штреки. На рис. 6.23 в качестве примера такого расположения подготовительных выработок показана подготовка поля крупной шахты, вскрытого наклонными стволами. Число параллельных выработок, образующих группу главных штреков, обычно больше, чем выработок, образующих группу панельных штреков, но в ряде случаев оно бывает одинаковым, особенно при применении одних и тех же способов механизации и организации работ по проведению

тех и других штреков. На рис. 6.23 показан случай проведения главных штреков группами из 11 выработок, ответвлений от главных штреков группами из девяти выработок и панельных штреков группами из трех выработок. Ширина каждой выработки составляет преимущественно от 3 до 5 м, а расстояние между их осями — от 15 до 20 м. Через каждые 15—20 м штреки каждой группы соединяются друг с другом сбойками. Часть сбоек служит для проветривания, пропуска проходческих машин и установки транспортных средств. В зависимости от типов применяемого оборудования и машин эти сбойки проводятся перпендикулярно к осям штреков или под углом к ним около 60°.

Подготовка шахтных полей на пологих пластах с углами падения, при которых электровозный транспорт в направлении падения пласта неосуществим, отличается от подготовки на горизонтальных пластах в основном применением односторонних панелей, меньшим числом штреков в группе и наличием наклонных транспортных выработок.

§ 2. Вскрытие и подготовка угольных пластов в Великобритании

В Великобритании выявлено и эксплуатируется большое число месторождений каменного угля с общими запасами около 170 млрд. т.

Угленасыщенность карбоновых отложений в различных районах колеблется в пределах 2—5%. Мощность большинства рабочих пластов угля составляет 0,75—1,8 м. Пласты мощностью более 3 м встречаются редко и на ограниченных площадях. Горногеологические условия разработки благодаря неглубокому и пологому залеганию пластов и сравнительно малой их нарушенности благоприятны.

Для угольных месторождений характерно наличие большей частью пологих пластов со спокойным залеганием. На пласты с углом падения до 20° приходится 99,1% всей добычи. Средняя глубина разработки составляет 400 м (самая глубокая шахта «Уолстэнтон» ведет разработку на глубине 1040 м). Разрабатываются пласты мощностью главным образом от 0,9 до 1,82 м, на более мощные пласты приходится только 10% добычи. Средняя мощность разрабатываемых пластов составляет 1,35 м.

Общее число рабочих пластов в пределах шахтного поля колеблется в среднем от 12 до 20, местами и более; качество углей довольно высокое: лучшие пласты дают угли зольностью 1—2% (в редких случаях зольность достигает 8—13%), содержание влаги 1—10%, серы — 1,2%. Теплота сгорания газовых углей — 7400—8000 ккал/кг, антрацитов и высококачественных коксующихся углей — до 8700 ккал/кг. Водообильность месторождений велика. Большая часть шахт — газовые.

Вскрытие угольных месторождений. Шахтные поля в основном вскрываются вертикальными стволами, лишь при неглубоко-

залегających пластах — наклонными стволами и штольнями. При разработке свиты, содержащей большое число пологих пластов, или при сильной складчатости месторождения шахтные поля обычно вскрывают вертикальными стволами с капитальными квершлагами, причем для вскрытия и подготовки промежуточных горизонтов или блоков, разобщенных нарушениями, проходятся слепые стволы или гезенки, оборудуемые отделением со спиральным спуском для угля и клетевым подъемом для людей, материалов и породы. В этом случае околоствольный двор, машинные камеры и главные откаточные выработки обеспечивают отработку запасов всей свиты вскрытых пластов. Такое вскрытие применяется на угольных месторождениях с высокой угленосностью и представленных свитами многочисленных сближенных пластов с различными углами падения.

Погоризонтное вскрытие таких месторождений дает возможность концентрировать на одном откаточном горизонте шахты значительное число действующих очистных участков. Как правило, на подобных месторождениях закладываются шахты большой проектной мощности. Значительная глубина залегания угольных пластов и тяжелые условия проходки стволов из-за наличия плывунов также вынуждают строить более крупные шахты.

Площади шахтных полей различны и достигают 20 км², а у объединенных шахт и значительно больше.

Наиболее типичная система вскрытия свиты пластов изображена на рис. 6.24. Отработку запасов шахтного поля предусматривается производить последовательно на четырех горизонтах.

При разработке свит пологих пластов в ряде случаев встречается вскрытие шахтного поля наклонными стволами (обычно двумя параллельными стволами и двумя квершлагами).

В Великобритании наклонными стволами вскрыто значительное число пластов, в верхней части которых, т. е. у выходов на поверхность, уголь добывается открытым способом. В этих случаях пласты вскрывают наклонными стволами до глубины немногим более 150 м ниже уровня разработки открытым способом. На большинстве шахт при таком способе ведения работ были достигнуты хорошие технико-экономические показатели.

Вскрытие свит пластов штольнями наряду с вскрытием наклонными стволами наибольшее распространение получило при разработке неглубоко залегающих угольных месторождений. Пласты, залегающие на глубине до 150—180 м и пригодные для вскрытия штольнями, имеются в Шотландии. Выходы таких пластов на земную поверхность встречаются в основном на склонах холмов.

В северо-западной части основного угольного бассейна Южного Уэльса залегают пласты антрацита, которые также выходят на земную поверхность вдоль долин. Почти все шахтные поля на данном участке вскрыты штольнями, выходящими в долину. Капитальные затраты на строительство и оборудование шахт,

вскрытых штольнями, значительно меньше, чем затраты при вскрытии таких участков вертикальными стволами.

Шахты, вскрытые штольнями, как правило, имеют небольшую производственную мощность (от 100 до 500 т в сутки) и срок

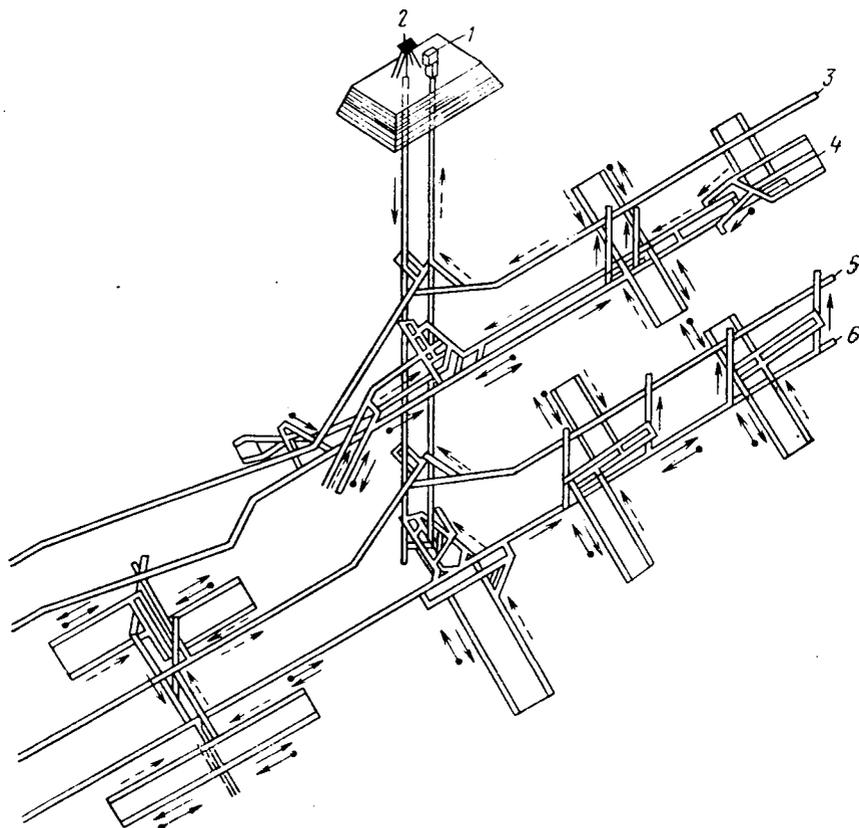


Рис. 6.24. Вскрытие и подготовка шахтного поля:

1, 2 — стволы; 3—6 — соответственно 1—4-й горизонты

службы от 5 до 20 лет. Достоинством этих шахт считается возможность быстрого ввода их в эксплуатацию. Кроме того, стоимость работ по вскрытию неглубоких месторождений штольнями почти на 50% ниже, чем при проходке и оборудовании глубоких вертикальных стволов для отработки аналогичных по величине запасов угля.

Подготовка пластов в пределах шахтных полей. Разнообразие применяемых в Великобритании вариантов систем подготовки пластов обусловлено различием горно-геологических условий месторождений, особенно в отношении числа угольных пластов и расстояний между ними, т. е. степенью угленосности, оказыва-

ющей основное влияние на расположение сети подготовительных выработок. В связи с этим применяется как индивидуальная, так и групповая подготовка и отработка пластов.

В первом случае по каждому пласту или его боковым породам от вскрывающих выработок проводятся и поддерживаются все подготовительные выработки, необходимые для разделения пласта на этажи, панели и выемочные поля.

Подготовка пластов к очистной выемке осуществляется преимущественно панелями. Это объясняется благоприятными горно-геологическими условиями, стремлением максимально концентрировать очистные работы и ускорить их развитие, чтобы сократить сроки освоения проектной мощности новой или реконструированной шахты.

В зависимости от горно-геологических условий и используемых средств транспортирования угля длину главных панельных выработок принимают равной 2—4 км, а расстояние между ними — 2—3 км.

Подготовка панели состоит в проведении двух выработок: по одной транспортируется уголь, по другой — осуществляется вентиляция, а также перевозка людей и материалов. Иногда при подготовке панелей проводят три выработки: первая оборудуется магистральным конвейером для угля, вторая используется для доставки людей и материалов, третья служит для отвода исходящей струи воздуха. Между главными панельными выработками оставляются угольные целики шириной от 20 до 40 м.

На пологих пластах с большими углами падения (свыше 15—18°) применяется и этажная подготовка, при которой пласты вскрываются и разделяются на выемочные поля с помощью гезенков. При этом, как правило, все капитальные выработки проводятся по породе, а общая протяженность их в шахтном поле зависит от необходимого числа квершлагагов и полевых штреков.

§ 3. Вскрытие и подготовка угольных пластов в ФРГ

ФРГ имеет развитую угольную промышленность. Основные запасы каменного угля в стране расположены в Рурском, Ахенском и Саарском бассейнах.

Условия залегания пластов характеризуются чередованием антиклиналей и синклиналей, увеличением к северу глубины залегания пластов и мощности покрывающих пород.

В Руре насчитывается около 60 рабочих пластов, из которых 48 разрабатываются. Угол падения пластов в южной части бассейна достигает 70°, а в центральной — не превышает 10—15°. При этом добыча из пологих пластов (до 25°) составляет более 80% общего объема добычи по бассейну.

Мощность разрабатываемых пластов колеблется от 0,8 до 3 м, а в отдельных случаях бывает и выше. Средняя выпимаемая мощность пластов в Рурском бассейне составляет 1,63 м.

Породы продуктивной толщи представлены сланцами (50—65%) и песчаниками (30—35%). Они покрыты более поздними отложениями мощностью 200—400 м (до 800 м), часто содержащими пльвуны. Водообильность шахт незначительная.

Ахенский бассейн расположен к юго-западу от Рурского и содержит 37 пластов каменного угля и антрацита. Суммарная мощность рабочих пластов равна 26 м; мощность отдельных пластов колеблется от 0,4 до 1,3 м. Залегание пластов складчатое, осложненное сбросами, вмещающие породы неустойчивы. Разработка пластов производится в основном на севере, поскольку в южной части бассейна пласты почти полностью отработаны.

Саарский бассейн расположен в грабенообразной впадине и пересекается р. Саар. Месторождение насчитывает около 90 рабочих пластов. Пласты угля имеют сложное строение: средняя мощность их колеблется от 1,7 до 1,8 м. Почти 90% всей добычи приходится на пологие пласты. Угли пламенные и жирные, пригодные для коксования.

Угольные шахты в ФРГ в основном глубокие — средняя глубина разработки около 800 м. Самая глубокая шахта ведет разработки на глубине 1200 м. В связи с переходом на более глубокие горизонты глубина разработки в среднем за год возрастает на 6—8 м.

Мощность пластов в целом по стране колеблется от 0,65 до 3,3 м, а средняя вынимаемая мощность пластов составила в 1974 г. 1,74 м. Удельный вес добычи угля из пластов с углом падения до 35° составляет 93%, причем доля добычи из пологих пластов (до 20°) достигает 78,7%.

Достоверные и вероятные запасы всех видов углей в ФРГ составляют 287,3 млрд. т.

Процесс реконструкции и закрытия мелких шахт привел к существенному росту среднесуточной нагрузки на шахту. В ФРГ этот показатель выше в 2—3,2 раза, чем в других странах. В настоящее время в ФРГ преобладают шахты производственной мощностью 7 тыс. т в сутки — они дают около 64% всей добычи угля. На долю шахт мощностью ниже 3 тыс. т в сутки приходится менее 1%. В то же время удельный вес шахт такой мощности (менее 3 тыс. т) составляет в Великобритании 85,0%, а во Франции 68,4%.

Вскрытие угольных месторождений. В ФРГ вскрытие шахтных полей, как правило, осуществляется вертикальными стволами. В зависимости от углов залегания пластов и длины поля по падению применяется вскрытие с помощью капитальных, погоризонтных или этажных квершлагов с последующей проходкой слепых стволов или гезенков для вскрытия групп ниже- или вышележащих пластов.

Погоризонтное вскрытие свиты пологих угольных пластов вертикальными и слепыми стволами (гезенками) наиболее характерно для ФРГ и нашло здесь широкое применение. Такие системы

вскрытия обычно применяются на угольных месторождениях с высокой степенью угленосности и представленных свитами сближенных пластов. Погоризонтное вскрытие подобных месторождений дает возможность иметь в работе на одном откаточном горизонте шахты значительное число очистных забоев. Как правило, на таких месторождениях закладываются шахты большой мощности.

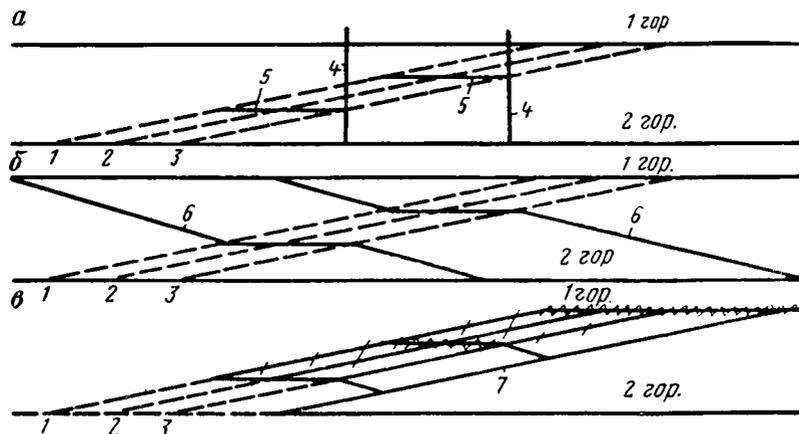


Рис. 6.25. Варианты вскрытия свиты пологих пластов (1, 2, 3) слепыми стволами и наклонными полевыми выработками:

a — слепые стволы 4 с квершлагами 5; *б* — полевые выработки 6, пройденные под углом к линии падения пластов; *в* — наклонная полевая выработка 7 в лежачем боку, параллельная напластованию свиты

Размеры шахтных полей различны и достигают 20 км², а у объединенных шахт и значительно больше. Новые шахты рассчитываются на горный отвод площадью 15—20 км² с запасами угля в несколько сотен миллионов тонн.

При погоризонтном вскрытии оптимальное расстояние между откаточными горизонтами зависит в основном от таких экономических факторов, как затраты на проведение главных откаточных выработок и слепых стволов, относящихся к новому горизонту, на поддержание этих выработок, подъем угля и материалов по слепым стволам, вентиляцию, водоотлив.

Из природных факторов наибольшее влияние оказывают угол падения пластов, величина газовыделения и запасы угля на горизонте.

Наиболее целесообразным сроком службы горизонта в отношении затрат на поддержание откаточных выработок и слепых стволов в Руре считается 15—25 лет.

Расстояние между горизонтами при пологом залегании пластов колеблется от 100 до 200 м (максимальное 260 м). Запасы угля на одном горизонте при площади горного отвода в 6 км² достигают

10—25 млн. т, а срок службы горизонта — 10—25 лет. За последние 20 лет здесь наблюдается стремление к увеличению расстояния между горизонтами, что объясняется увеличением длины лавы, усовершенствованиями, достигнутыми как в области техники подъема по слепым стволам, так и крепления горизонтальных выработок.

Погоризонтное вскрытие вертикальными стволами в сочетании с подготовкой полевыми горизонтальными выработками и слепыми стволами или гезенками характеризуется необходимостью проведения большого объема капитальных выработок для подготовки новых горизонтов. Амортизация капитальных выработок в Рурском бассейне составляет 4—12%, в Ахенском бассейне 9—12% себестоимости 1 т добываемого угля.

Большие первоначальные капиталовложения, вызванные проведением капитальных выработок большой протяженности по породе, обуславливают необходимый для рентабельной разработки минимум запасов угля на горизонте, который в среднем оценивается в 10 млн. т.

Помимо большой трудоемкости проведения капитальных выработок рассматриваемые системы вскрытия и подготовки шахтных полей характеризуются низкой производительностью труда, что в основном обуславливается многоступенчатостью транспорта (лава — штрек — слепой ствол — квершлаг — ствол).

Для устранения отмеченных недостатков в последнее время в ФРГ проводятся работы по совершенствованию систем вскрытия вертикальными стволами, направленные на концентрацию очистных работ, снижение численности обслуживающего персонала на транспорте, устранение многоступенчатых схем доставки угля и материалов.

На рис. 6.25 представлены варианты вскрытия свиты пологих пластов слепыми стволами (гезенками) и наклонными полевыми выработками. Слепые стволы шахт пересекают пологие пласты также и в тех точках, в которых не предполагается создавать пункты примыкания. В связи с этим очистные работы должны обходить или пересекать эти места, что связано с существенным увеличением расходов.

Наклонные полевые выработки, проведенные под углом к линии падения пластов или параллельно ей, пересекают пласты только в тех точках, где необходимо устройство пунктов примыкания. В отличие от вскрытия слепыми стволами применение наклонных полевых выработок позволяет начинать очистную выемку угля на первом этапе, не дожидаясь окончания проведения выработок, связывающих горизонты.

Весьма целесообразно вскрывать свиту пластов наклонной полевой выработкой, проведенной параллельно напластованию пород. Квершлаг верхнего 1-го горизонта при этом может быть проведен только до наиболее удаленного пласта, залегающего в породах кровли, тогда как при других системах вскрытия

требуются квершлагги большей длины. Проведение квершлаггов для вскрытия свиты пластов на подэтажах и на нижнем 2-м горизонте может осуществляться поочередно. Это обеспечивает выигрыш во времени и позволяет отнести часть затрат по вскрытию на более поздний период. Квершлагги на подэтажах и на откаточных горизонтах могут погашаться участками и не подвергаться подработке. Более позднее начало проведения и более ранние сроки погашения квершлаггов снижают затраты на их поддержание.

При переменном угле падения пластов и изменяющемся расстоянии между ними применение слепых стволов создает исключительные трудности с нарезкой лав, которые должны иметь постоянную длину. Напротив, применение наклонных выработок, проведенных под углом к линии падения, позволяет пересечь пласты свиты в требуемых точках примыкания и соединить их с откаточным горизонтом. Эти системы вскрытия обеспечивают лучшую возможность приспособления к переменному углу падения пластов и изменяющейся угленосности.

Наряду с погоризонтным вскрытием в ФРГ встречаются также системы вскрытия пологих пластов вертикальными стволами и этажными квершлаггами.

Подготовка пластов в пределах шахтных полей. При наличии в пределах шахтного поля дислоцированных участков месторождения их целесообразно обрабатывать блочным способом. Шахтное поле делится на блоки, размеры и расположение которых определяются геологическим строением месторождения (например, тектоническими нарушениями).

Каждый блок вскрывается капитальным слепым стволом большого сечения, по которому производится выдача угля на откаточный горизонт и подача свежего воздуха в выработки. От слепых стволов уголь транспортируется к главному стволу.

Отличительной чертой блочной отработки является не групповая, а последовательная отработка пластов свиты в нисходящем порядке в пределах блока. При этом, как правило, в работе находится один пласт одновременно на нескольких промежуточных горизонтах.

Важными преимуществами блочной отработки являются концентрация работ, резкое снижение объема горных работ по подготовке откаточного горизонта.

Вкрест простирания шахтное поле обычно вскрывается несколькими квершлаггами, проведенными под прямым углом к главным полевым штрекам и пересекающими все шахтное поле.

Расстояние между квершлаггами зависит от угленосности месторождения, степени устойчивости боковых пород, способа крепления выемочных штреков, способа транспортирования угля и материалов по выемочным штрекам, а также от наличия крупных сбросов и других факторов. В последние годы расстояние между участковыми квершлаггами на шахтах возросло до 700—1200 м.

При определении расстояния между квершлаггами, особенно

в глубоких шахтах, учитывается также количество выделяющегося метана. При высоких темпах подвигания очистных забоев выделение метана значительно больше, чем при низких. Проведение дегазации пластов до допустимого предела содержания метана в выработках позволяет без особых трудностей в проветривании принимать большие расстояния между квершлагами (до 1500 м). Обычно квершлаг на вентиляционном и откаточном горизонтах проводятся на одинаковом расстоянии по простиранию.

Как было сказано выше, при разработке пологих пластов в ФРГ широко применяется погоризонтное вскрытие запасов шахтного поля. Все подготовительные выработки, служащие для вскрытия и подготовки горизонта, подразделяются на групповые породные и пластовые выработки. К первым относятся главные штреки, промежуточные квершлаг и слепые стволы (гезенки), которые разделяют угольные пласты на блоки, залегающие между двумя горизонтами. От промежуточных квершлаг и слепых стволов в пределах блока проводят по разрабатываемым пластам подготовительные пластовые выработки — транспортные и вентиляционные штреки, разрезные печи.

Этажная подготовка шахтных полей является основной на пологих пластах (однако применяется и панельная подготовка с проведением пластовых выработок). Шахтное поле делится на выемочные поля длиной 600—1200 м по простиранию и на этажи вертикальной высотой 90—180 м (максимальная — 260 м) по падению.

Для подготовки шахтных полей к разработке от этажных (главных) квершлаг на каждом горизонте в оба крыла шахтного поля, обычно по простиранию, проводят концентрационные полевые штреки, обслуживающие отдельные группы пластов. Главные откаточные штреки, как правило, проводятся по крепким устойчивым породам, что гарантирует лучшую сохранность выработки и бесперебойную работу подземного транспорта.

Пластовая подготовка. В последние годы на отдельных шахтах ФРГ для подготовки новых участков стали с успехом использовать выработки, проводимые по пласту. Если обычно для вскрытия и подготовки шахтного поля применяют выработки, проводимые по породе (квершлаг, слепые стволы, полевые штреки или наклонные выработки), то при новом способе подготовку проводят полностью или в основном выработками по пласту. Различия между подготовкой полевыми и пластовыми выработками заключаются в том, что в первом случае выемочные штреки нарезают от гезенков, а во втором — от так называемых базисных наклонных выработок, также проведенных по угольному пласту.

Подготовка пластовыми выработками имеет тем большие преимущества, чем меньше угол падения пластов, меньше коэффициент угленосности, больше мощность пласта, выше устойчивость пластовых выработок и меньше частота геологических нарушений.

Особенно благоприятные условия для подготовки пластовыми выработками создаются в том случае, когда мощность пласта примерно соответствует высоте выработок, закрепленных рамной крепью. При этом основное преимущество заключается в том, что непосредственная кровля пласта, поддерживаемая крепью, остается непорушенной.

Высокая устойчивость пластовых выработок является постоянным условием их успешного применения для подготовки. Схему расположения и конструкцию пластовых подготовительных выработок необходимо выбирать таким образом, чтобы расходы на их поддержание были минимальными.

§ 4. Вскрытие и подготовка угольных пластов на шахтах Франции

На территории Франции месторождения ископаемых углей имеют ограниченное и неравномерное распространение. На севере располагаются основные каменноугольные бассейны — Нор и Па-де-Кале, Лотарингский, которые обеспечивают до 75% всей угледобычи. Кроме того, имеется еще ряд небольших угольных районов в центре страны и буроугольные месторождения Прованского бассейна на юге.

Достоверные запасы всех углей в стране составляют около 7 млрд. т, в том числе каменных 5,9 млрд. т. Из общего количества добываемого угля 95% приходится на долю каменного и только около 5% — бурого.

Бассейн Нор и Па-де-Кале расположен на севере Франции и занимает площадь до 1000 км² при ширине 10—15 км и простирается с востока на запад более 100 км. Залегание пластов весьма различно — от пологого до крутого. Наибольшие глубины разработки достигают 800—1000 м.

Угленасыщенность довольно высока: всего насчитывается до 80 угольных пластов, из них около 50 мощностью не менее 0,6 м при общей их мощности 35—40 м. Теплота сгорания углей (рабочего топлива) 8000—8500 ккал/кг. На долю пластов мощностью до 2 м приходится 95% добычи. Лотарингский бассейн является юго-западным продолжением Саарского каменноугольного бассейна. Общая площадь Лотарингского бассейна 5400—6400 км², причем на большей части территории бассейна угленосная толща перекрыта пермскими, триасовыми и более молодыми осадками мощностью до 700 м.

Число угольных пластов достигает 65—70, общая мощность их до 85 м. Угли пластов малозольные (10—15%) и малосернистые (до 2%), теплота сгорания — 7500—8000 ккал/кг.

Мощность отдельных угольных пластов бассейна выше, чем мощность пластов бассейна Нор и Па-де-Кале, и достигает 3—5 м, а в отдельных случаях 10 м. Преимущественно разрабатываются пласты мощностью 1—4 м. Разведанные запасы до глу-

бины 1200 м составляют 1,9 млрд. т. Добыча угля из пологих пластов (до 20°) составляет во Франции около 55%, а средняя глубина разработки достигает 630 м.

Вскрытие угольных месторождений осуществляется главным образом вертикальными стволами и этажными квершлагами независимо от углов падения пластов, а при погоризонтном вскрытии запасов — квершлагами и полевыми концентрационными штреками. Этими системами вскрыто 93,4% всех разрабатываемых шахтных полей. Наклонными стволами и штольнями вскрыто соответственно 6,4 и 0,2% шахтных полей.

Реконструкция и объединение в один производственный комплекс нескольких шахт сопровождались присоединением их полей к шахте с главным подъемным стволом с помощью либо квершлагов большой длины, либо полевых штреков. Полевая подготовка широко распространена на шахтах и далеко не всегда связана с их реконструкцией. Это в известной мере обуславливается ухудшением условий поддержания горных выработок по мере углубления горных работ. Для соединения промежуточных рабочих горизонтов в ряде случаев применяются слепые стволы. При разработке сближенных пластов концентрационные выработки располагаются обычно или на нижнем рабочем пласте, или по породам в его почве; остальные пласты вскрываются гезенками, оборудованными спиральными углеспусками.

Подготовка пластов в пределах шахтных полей. Применяемые системы вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами определяют применение на французских шахтах этажной подготовки. В последнее время на бремсберговых полях для соединения промежуточных рабочих горизонтов с основным откаточным вместо слепых стволов стали проводить наклонные (под углом 30°) выработки по породе, оборудованные тормозными конвейерами и монорельсами для доставки материалов. Французские специалисты считают, что такие системы вскрытия более экономичны и удобны в эксплуатации, чем схемы с проходкой слепых стволов и вертикальных гезенков.

Вертикальная высота этажа колеблется от 75 до 150 м, наклонная высота на пологих пластах достигает 500 м и более. Наклонная высота подэтажей обычно определяется геологическими нарушениями и колеблется от 30 до 250 м. Этажи разбиваются на двусторонние выемочные поля. Сближенные пласты разрабатываются блоками с транспортированием угля на один погрузочный пункт, что обеспечивает высокую концентрацию горных работ.

Главные штреки, как правило, проводятся по крепким устойчивым породам, что гарантирует лучшую сохранность выработок и бесперебойную работу подземного транспорта.

§ 5. Вскрытие и подготовка угольных пластов в Японии

На территории Японии имеется довольно много обособленных угольных месторождений. Общие геологические запасы каменного угля равны 21,2 млрд. т, бурого — 1,73 млрд. т.

Наиболее богатыми по запасам угля и развитыми по его добыче районами являются месторождения островов Кюсю и Хоккайдо. В связи с колебаниями мощности каменноугольных отложений резко меняется и число пластов: от одного или нескольких (на

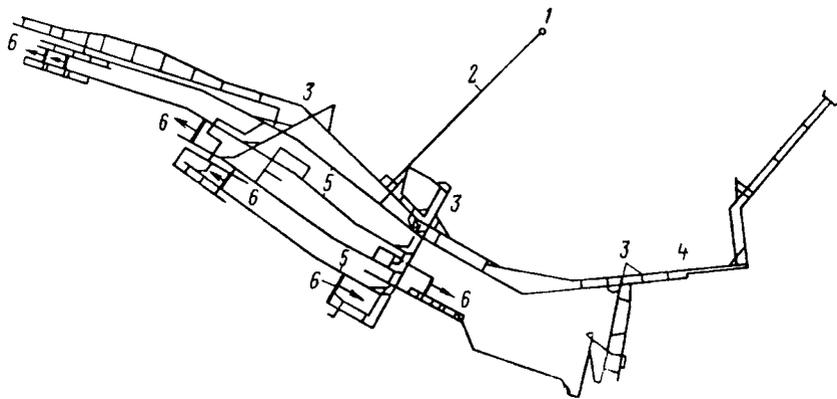


Рис. 6.26. План горных работ одной из шахт о. Кюсю:

1 — вертикальный ствол; 2 — главный квершлаг; 3 — участковые породные уклоны; 4 — главный полевой штрек; 5 — подэтажные штреки; 6 — действующие лавы

острове Кюсю) до 200 (на острове Хоккайдо), из которых до 50 относится к рабочим. Более 75% всех пригодных к разработке запасов угля в Японии залегает в пластах мощностью свыше 1 м. На пологие пласты (до 20°) приходится более 60% общей добычи угля в стране. Средняя глубина разработки составляет около 400 м.

Вскрытие угольных месторождений. Вскрытие свиты пологих пластов осуществляется преимущественно (81%) наклонными стволами и квершлагами. В тех случаях, когда проходятся вертикальные стволы, глубина их не превышает 100—150 м; последующее вскрытие нижних горизонтов осуществляется уклонами, проводимыми преимущественно по породе. План горных работ, представленный на рис. 6.26, показывает начало развития уклонных работ после проходки вертикального ствола небольшой глубины и вскрытия пласта квершлагом. Выбор такой системы вскрытия определяется, с одной стороны, горно-геологическими условиями залегания пластов (преимущественно пологих с небольшими наносами) и, с другой стороны, относительно небольшими перво-

начальными капитальными затратами по сравнению со вскрытием вертикальными стволами.

Подготовка пластов в пределах шахтных полей осуществляется групповыми выработками, проведенными или по пласту, или по породе. В последнем случае пластовые выемочные штреки соединяются с полевыми выработками системой участковых квершлаггов. Применяются как панельная (на горизонтальных и слабо пологих пластах), так и этажная подготовка (при залегании пластов под углом $18-25^\circ$).

§ 6. Основные системы вскрытия угольных пластов на шахтах ПНР

Угольная промышленность ПНР является одной из наиболее развитых в мире и занимает по добыче каменного угля второе место в Европе. Основной базой запасов каменного угля является Верхнесилезский угольный бассейн. Промышленные запасы угля в ПНР составляют около 17,9 млрд. т. Горно-геологические условия для подземной разработки достаточно благоприятны, и высокая угленосность месторождений послужила основанием для постройки крупных шахт с большими запасами и длительным сроком службы. Имеются шахтные поля, суммарная мощность разрабатываемых пластов на которых достигает 60 м. Более 60% добычи приходится на пласты мощностью свыше 2,5 м, средняя разрабатываемая мощность пластов 2,1 м. Залегание пластов преимущественно пологое: 96,3% добычи приходится на пласты с углами падения от 0 до 30° , из них 78% — на пласты с углом падения до 15° .

Глубина залегания угольных пластов колеблется в широких пределах. До глубины 400 м залегает только 16% промышленных запасов и на глубине 600—800 м — около 60%. Средняя глубина разработки составляет 440 м, максимальная — 900 м; почти 70% добычи приходится на шахты с глубиной разработки менее 400 м; прирост средней глубины превышает 7 м в год.

Верхнесилезский бассейн, занимающий территорию около 4500 км², является плоской мульдой. Покрывающие породы представлены водоносными песками, гравием и глинами; их средняя мощность составляет 100 м. Угленосная толща общей мощностью 2500—2600 м сложена из песчаников, сланцев и каменноугольных пластов; залегание их в основном пологое. Суммарная производительность всех угольных пластов до глубины 1000 м составляет 25 т/м²; угли преимущественно энергетические и лишь на западе и юге бассейна — коксующиеся и газовые.

Нижнесилезский бассейн расположен к северо-западу от Верхней Силезии и образует на площади 530 км² глубокую мульду. Разрабатываются 26 пластов мощностью от 0,4 до 2 м; угол падения пластов от 10 до 60° ; угли исключительно коксующиеся с выходом летучих от 15 до 30%.

В целом горно-геологические условия здесь более сложные, чем в Верхней Силезии (тонкие пласты, горное давление и газоносность пластов), и разработка месторождений в Нижней Силезии оправдывается лишь высоким качеством коксующихся углей, запасы которых в стране ограничены, а потребность для внутреннего использования и для экспорта весьма значительна. В связи с отработкой запасов объем добычи здесь постепенно снижается и в настоящее время удельный вес бассейна в общей добыче страны составляет около 5%.

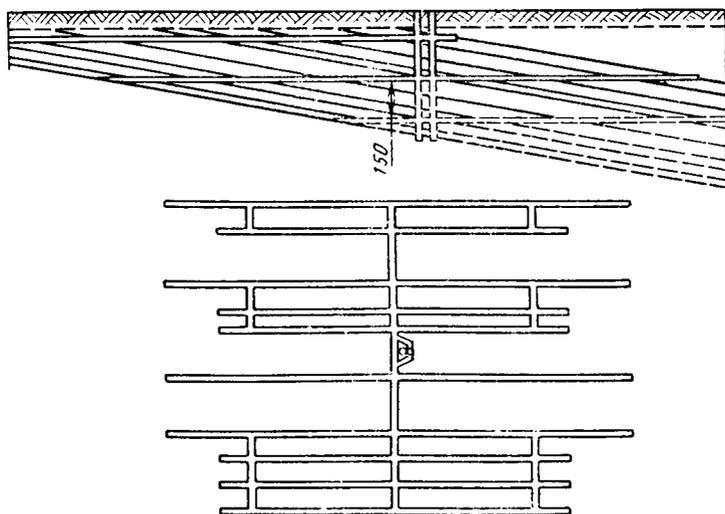


Рис. 6.27. Вскрытие вертикальными стволами и центральным квершлагом

Вскрытие угольных месторождений. В ПНР преимущественное распространение имеют шахты с вертикальными стволами, что объясняется геологическими условиями (угленасыщенностью месторождений, углами падения и условиями залегания угольных пластов, литологическим составом и водоносностью покрывающих пород и т. д.).

Как правило, на шахтах, разрабатывающих верхние горизонты, на глубине до 200—300 м от поверхности при небольшой мощности наносов вскрытие месторождений осуществляется комбинированными системами — вертикальными и наклонными стволами. Последние впоследствии используются для вентиляции и как запасные выходы.

На шахтах, разрабатывающих относительно глубокие горизонты, можно различить две основные системы вскрытия вертикальными стволами:

центральными двойными стволами, пройденными до отметки рабочего горизонта, где все угольные

пласты пересекаются с главным квершлагом. В этом случае горные работы могут развиваться по каждому пласту. Чаще всего по одному из пластов угольной свиты, имеющему более устойчивые боковые породы, или по самому нижнему пласту свиты проводятся групповые штреки (рис. 6.27);

центрально-сдвоенными стволами, пройденными до пересечения с одним из нижних пластов угольной свиты, имеющим устойчивые боковые породы, по которому проводят главные откаточные

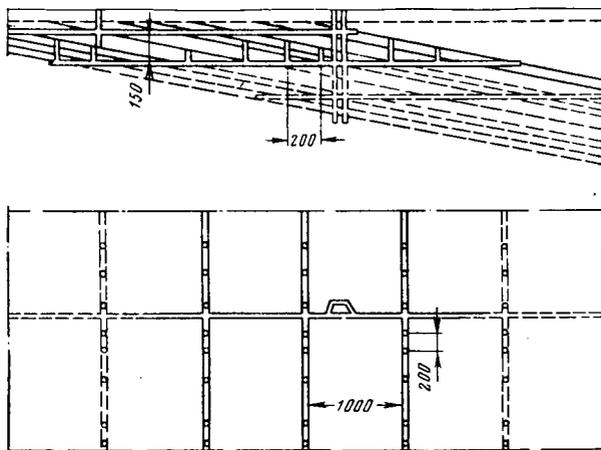


Рис. 6.28. Вскрытие центральными стволами, промежуточными квершлагами и гезенками

выработки до границ шахты. При этом вскрытие остальных пластов производится промежуточными квершлагами (или чаще всего гезенками), пройденными с выработок, связанных с главным откаточным штреком, идущим от ствола до границ шахты (рис. 6.28).

Как показал опыт эксплуатации глубоких шахт, при длине крыльев шахты более 2—3 км возникает необходимость в проходке еще фланговых вентиляционных стволов, которые одновременно используются и для спуска закладки. Поэтому вскрытие угольных пластов на шахтах с добычей более 3000 т в сутки (а при газовом режиме даже при добыче более 2000 т в сутки) производится центрально-сдвоенными и фланговыми вентиляционными стволами (двумя при двукрылой разработке и одним при однокрылой разработке).

Наличие большого числа стволов (до 6—8) характерно для глубоких и крупных шахт с добычей 5000—6000 т в сутки и более в тех случаях, когда пласты сильно нарушены сбросами и складками или отличаются большей газоносностью.

Удельная протяженность подготовительных выработок по углю и породе (на 1000 т добычи угля) составляет 19 м, что ниже показателей по шахтам, работающим без групповых штреков и гензенков.

Среднесуточная добыча с одного действующего горизонта на шахтах ПНР составляет около 2500—3000 т товарного угля, а срок службы горизонта — не менее 15—20 лет. Вертикальная высота разрабатываемых этажей принимается 100—150 м, наклонная — 500—600 м и более.

Размеры выемочных полей зависят от горно-геологических и горпотехнических условий и возможности последовательной разработки их к границе или от границы шахтного поля.

Подготовка пологих пластов. В ПНР широко распространены как этажная, так и павельная подготовка.

В последние годы при слоевой выемке угольных пластов применяется погоризонтная подготовка с подвиганием лав по восстановлению пласта.

РАЗДЕЛ СЕДЬМОЙ
ОСОБЕННОСТИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Г л а в а I
ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

§ 1. Основные понятия, классификация форм
и элементов залегания рудных тел

Р у д а — это горная порода, которую при современном уровне развития техники и технологии экономически целесообразно разрабатывать в промышленном масштабе для извлечения содержащихся в ней полезных компонентов (металлов или необходимых народному хозяйству минералов).

Как правило, добытую руду приходится подвергать соответствующей переработке, т. е. обогащению и металлургическому переделу. Процесс обогащения заключается в разделении рудной массы по минералогическому составу на полезные минералы (концентраты) и отходы обогащения (хвосты). Металлургический передел предусматривает дальнейшую переработку концентратов или богатых необогащенных руд и связан с разделением химических соединений (минералов) на отдельные элементы и получением полезных компонентов (например, металлов или сплавов нужного состава, скажем, чугуна или стали) и отходов металлургического производства (шлаков).

Естественное скопление руды в недрах называют рудным телом, или рудной залежью, а группу близко расположенных рудных тел или одно обособленное, но очень крупное рудное тело — рудным месторождением.

Пустой породой называют горные породы, окружающие рудное месторождение или включенные в него, которые совсем не содержат металлов (полезных минералов) либо содержат их, но в количестве, недостаточном для экономически оправданной добычи и промышленной переработки.

Среднее содержание полезного компонента в некотором объеме (геологическом блоке), при котором ценность полезного компонента, заключенного в этом объеме, равна затратам на добычу и переработку ее, называют минимальным промышленным содержанием (промминимумом).

Промминимум для конкретных условий устанавливается на базе соответствующих технико-экономических расчетов и является как бы границей, разделяющей понятия «руда» и «пустая порода». Если содержание полезного компонента в горной породе больше промминимума, то эта горная порода является рудой,

а если меньше, то — пустой породой. Очевидно, что для ценных дефицитных руд величина проминимума ниже, чем для малоценных.

Руды бывают металлическими (руды черных, цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов) и неметаллическими (апатитовые и фосфоритовые руды; калийные и каменные соли; руды, содержащие слюду, пьезокварц, графит и некоторые другие виды минерального сырья).

В зависимости от количества входящих в них полезных компонентов руды делятся на простые (монометаллические) и сложные (полиметаллические). Руды цветных металлов чаще всего бывают полиметаллическими. Так, например, многие полиметаллические месторождения Восточного Казахстана содержат одновременно свинец, цинк, медь, золото и серебро.

По характеру оруденения руды делятся на сплошные и вкрапленные. Сплошные руды имеют четко выраженные, довольно легко различимые на глаз границы с вмещающими пустыми породами. Вкрапленные же руды представляют собой горную породу, пронизанную мелкими, иногда невидимыми включениями рудных минералов в виде точек, звездочек, крошечных прожилков. Контуры вкрапленных руд устанавливаются по данным отпробования.

Рудная масса — это руда вместе с примешанной к ней в процессе добычи пустой породой. Естественно, что содержание полезных компонентов (металлов и минералов) в рудной массе всегда несколько меньше, чем в руде. Тем самым руда — это то, что находится в недрах под землей и составляет месторождение, а рудная масса — это то, что отделено от массива и выдается на поверхность.

Для разработки рудного месторождения или его части создается горнодобывающее предприятие, называемое рудником. Рудник может иметь одну или несколько производственно-хозяйственных единиц — шахт. Несколько близко расположенных рудников (подземных или открытых) и обогатительная фабрика, а нередко и металлургический завод объединяются в горнодобывающий (горно-обогатительный, горно-металлургический) комбинат.

Рудное месторождение обычно состоит из нескольких близко расположенных рудных тел или рудных залежей различной формы и размеров. Рудные месторождения, состоящие из одного рудного тела, встречаются сравнительно редко.

По форме рудные тела принято разделять на (рис. 7.1):

пластовые — имеют осадочное происхождение и отличаются значительной площадью и небольшой выдержанной мощностью (к ним относятся марганцевые руды Чиатурского и Никопольского месторождений, калийные соли Старобинского и Верхнекамского месторождений, золотосодержащие россыпи Якутии и Дальнего Востока);

пластообразные — отличаются от пластов менее выдержанной формы при сравнительно плавном изменении мощности и угла падения; залегают обычно согласно с вмещающими породами (примерами являются железорудные залежи Криво-рожского бассейна и медистые песчаники Джекказгана);

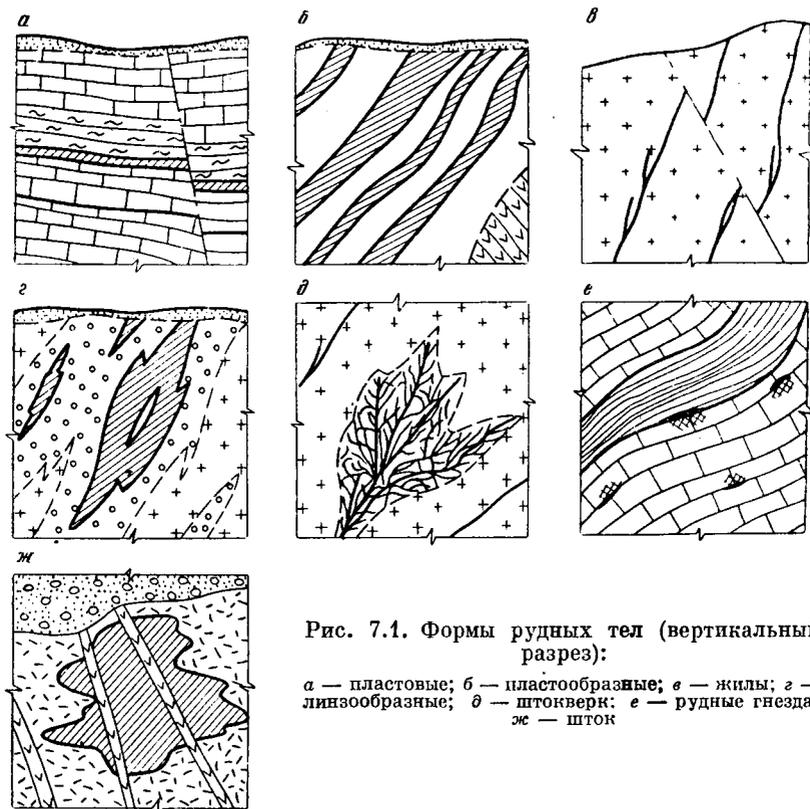


Рис. 7.1. Формы рудных тел (вертикальный разрез):

a — пластовые; *б* — пластообразные; *в* — жилы; *г* — линзообразные; *д* — штокверн; *е* — рудные гнезда; *ж* — шток

линзообразные — в сечении напоминают по форме линзы, мощность которых в центральной части колеблется от нескольких метров до сотен метров; внутри рудных линз нередки включения пустых пород (из таких рудных тел состоят многие полиметаллические месторождения Рудного Алтая в Восточном Казахстане, Уральские медноколчеданные месторождения и ряд других);

жилы — образовались в результате заполнения минеральным веществом трещин земной коры, главным образом благодаря гидротермальным процессам и пневматолиту; мощность жил меняется от нескольких сантиметров до 5 м; элементы залегания обычно непостоянны; нередко жилы нарушены сбросами и имеют многочисленные ответвления и параллельные прожилки

(золотосодержащие жилы разрабатываются в Якутии, Магаданской области и на Урале, оловосодержащие — в Приморье и Забайкалье, полиметаллические — на Северном Кавказе);

м а с с и в н ы е рудные тела неправильной формы — имеют самые различные размеры и резко бессистемно изменяющиеся элементы залегания; к ним относятся **ш т о к в е р к и**, состоящие из густой сети различно ориентированных рудных прожилков и линзочек, сконцентрированных в некотором объеме породы, **ш т о к и** — оруденелые массивы пород неправильной формы и очень больших размеров, примерно одинаковых по разным направлениям, и **р у д н ы е г н е з д а** — оруденения небольших размеров (примером штока является Коунрадское медное месторождение, а рудные гнезда составляют Хайдарканское ртутное месторождение).

Элементы залегания рудных тел (мощность и угол падения) разнообразны.

По мощности, измеренной по нормали к контактам с висячим и лежачим боками, рудные тела принято классифицировать на:
т о п к и е — мощностью меньше 0,6—0,8 м, при выемке которых обязательна подрывка вмещающих пород;

м а л о м о щ н ы е — мощностью от 0,8 до 5 м, в которых возможно применение распорной крепи;

с р е д н е й м о щ н о с т и — от 5 до 15 м, в которых очистные блоки располагают длинной стороной по простиранию залежи (разработка по простиранию);

м о щ н ы е — мощностью от 10—15 до 60 м, в которых очистные блоки располагают длинной стороной вкрест простирания залежи (разработка вкрест простирания);

в е с ь м а м о щ н ы е — мощностью более 60 м, в которых, если они крутопадающие, этаж разделяют на очистные блоки не только по простиранию, но и вкрест простирания, а если они пологопадающие, то производят деление залежи на этажи.

Большую часть руд по объему добывают из рудных тел средней мощности и мощных.

По углу падения рудные тела разделяют на:

г о р и з о н т а л ь н ы е — с углом падения до 3°, что делает возможной рельсовую откатку по подошве залежи;

п о л о г и е — с углом падения от 3 до 20—25°, разрабатываемые обычно без деления на этажи с расположенным в породах лежащего бока концентрационным горизонтом, по которому производится откатка руды;

н а к л о н н ы е — с углом падения от 20—25° до 45°, разрабатываемые с разделением по падению залежи, но отличающиеся тем, что наклон лежащего бока недостаточен для скатывания по нему отбитой руды под действием собственного веса;

к р у т ы е — с углом падения более 45°, разрабатываемые с разделением по падению на этажи, причем отбитая руда может скатываться по лежащему боку под действием собственного веса.

§ 2. Особенности рудных месторождений, влияющие на технологию разработки и способы механизации горных работ

Рудные месторождения по сравнению с угольными имеют ряд особенностей, вытекающих из их геологического происхождения и вызывающих многообразие принимаемых технических и технологических решений, а также существенное отличие этих решений от практики угольных шахт.

К этим особенностям в первую очередь можно отнести ниже следующие.

1. Значительно более высокая крепость и абразивность руд по сравнению с углем. Так, если коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова для каменного угля равняется 1—1,5 и для антрацита 2—2,5, то для руд средней крепости этот коэффициент колеблется от 5 до 9, для крепких — от 10 до 14 и для весьма крепких — от 15 до 20 и выше. Большинство руд имеют коэффициент крепости порядка 8—12. По абразивности каменный уголь можно сравнивать лишь с неабразивными рудами (такими, например, как каменная соль). Руды же даже малоабразивные (сплошные сульфидные и железные) превышают по абразивности уголь в 1,5—3 раза, среднеабразивные (кварцево-сульфидные руды, рудные жилы) — в 3—6 раз, абразивные (рудные скарны и окварцованные сланцы) — в 6—12 раз, а высокоабразивные (оруденелые порфириты, диориты, нефелиновые сиениты) — в 12—20 раз и более.

Эта особенность рудных месторождений предопределяет необходимость использования на большинстве подземных рудников взрывного способа отбойки. Механический способ отбойки, который широко применяется при разработке угольных месторождений, на рудниках удается использовать лишь в исключительных случаях (например, при разработке калийных солей).

Взрывной способ отбойки руды предусматривает осуществление трудоемких работ по бурению и заряданию скважин или шпуров, а получающиеся при взрывной отбойке очень крупные (негабаритные) куски руды вызывают необходимость проведения дополнительных малопроизводительных и не всегда безопасных работ по повторному взрыванию их — вторичному дроблению негабарита.

В связи с тем что отбитая руда гораздо более абразивна и имеет значительно большую крупность кусков, чем уголь, на рудниках приходится использовать иные доставочные средства, чем на угольных шахтах. Скребок и ленточные конвейеры обычных конструкций для доставки и транспортирования руды, как правило, неприспосабливаемы.

Имеющая место при взрывной отбойке руды прерывистость головного процесса технологической цепочки добычи, наряду с простоями из-за проветривания и трудностями механизации работ в очистных блоках, создает на рудниках неблагоприятные

условия с точки зрения поточности производства, являющейся, как известно, одной из предпосылок успешной автоматизации технологических процессов.

2. Разнообразии размеров и изменчивости элементов залегания рудных тел. Мощеры рудных тел колеблются в очень широких пределах. Мощность изменяется от нескольких сантиметров до сотен метров. Глубина распространения от поверхности разрабатываемых в настоящее время месторождений доходит до 3,5 км. Длина рудных залежей по простиранию колеблется от нескольких метров до нескольких километров, а отдельные рудные месторождения простираются на десятки километров.

Многообразны и формы рудных тел. Характерные для угольных шахт пластовые залежи на рудниках встречаются очень редко. Как правило, формы рудных тел отличаются гораздо большей сложностью. Контакты руды и вмещающих пород не всегда четко выражены, а для вкрапленных руд положение контактов вообще на глаз установить практически невозможно.

Особую сложность при разработке представляет характерное для рудных тел непостоянство мощности и угла падения, наличие раздувов и пережимов, а иногда и ответвлений и бессистемно расположенных в руде пропластков и линз пустых пород.

Такое разнообразие форм и изменчивость элементов залегания рудных тел требуют соответствующего разнообразия и особой «гибкости» используемых на рудниках производственных процессов, систем разработки, а также схем подготовки и способов вскрытия месторождений. Далеко не всегда удается обеспечить стандартность технических решений, использовать типовые схемы. На одном и том же руднике нередко приходится использовать различные способы ведения и схемы механизации горных работ, различные системы разработки. В отдельных случаях даже в пределах одного очистного блока приходится применять разные параметры буровзрывных работ, разные параметры выпускных выработок.

3. Изменчивость содержания полезных компонентов, а иногда и минералогического состава руд по объему залежей характерна для большинства рудных месторождений, особенно для руд цветных металлов.

Так, содержание металлов обычно меняется с глубиной, а нередко еще и по мощности, и по простиранию рудных тел. Качество рудной массы, поступающей из разных очистных блоков, как правило, различно, причем даже в одном блоке оно меняется со временем (по мере отработки запасов).

Качество же рудной массы, выдаваемой на поверхность и поступающей на переработку, должно быть стабильным. Поэтому в процессе управления добычей возникает необходимость решения задачи усреднения качества рудной массы, поступающей из разных

очистных блоков. Для решения этой задачи обычно приходится увеличивать число находящихся в работе очистных блоков (в 1,5—2 раза) по сравнению с необходимым для обеспечения заданной производительности рудника, устраивать соответствующие бункерные аккумулярующие емкости и тем самым существенно увеличивать себестоимость добычи.

Нередки случаи, когда из-за разницы в минералогическом составе (например, окисленные и сульфидные полиметаллические руды) или из-за резких колебаний содержания металла в руде на соседних участках, выделяют разные по качеству сорта руд, затраты на последующее обогащение и металлургический передел которых существенно различны. В этих случаях применяют селективную (раздельную) выемку и организуют обособленные технологические цепочки доставки, транспорта и подъема для каждого сорта руд.

4. Гораздо меньшая достоверность и оперативность информации о горно-геологических условиях и протекании производственных процессов. Эта особенность предопределяется как несовершенством существующих методов опробования, так и объективными причинами, связанными с разнородностью состава и изменчивостью содержания полезных компонентов в руде. На опробование и последующий химический анализ проб тратятся значительное время и средства. Обеспечить необходимую оперативность информации о качестве добываемой продукции не всегда удается. Так, на некоторых полиметаллических рудниках объективные данные о содержаниях металлов в добываемой рудной массе поступают из химической лаборатории лишь через 1—2 сут. после взятия проб, что чрезвычайно затрудняет управление качеством.

Не всегда удается оценить и качество выполнения того или иного производственного процесса. Например, в связи с отсутствием при некоторых системах разработки доступа в очистное пространство качество процесса отбойки может быть оценено лишь косвенно, по результатам последующего процесса доставки руды в блоке. Не поддается непосредственному наблюдению процесс выпуска руды под падающими обрушенными породами, хотя режим этого вида выпуска решающим образом влияет на показатели извлечения руды из недр.

5. Широкий диапазон устойчивости руд и вмещающих пород предопределяет многообразие используемых на рудниках способов поддержания очистного пространства и систем разработки. Большинство руд более устойчивы, чем уголь, хотя в отдельных случаях бывает и наоборот. Тектонические же нарушения в рудных месторождениях встречаются чаще, чем в угольных. Сбросы, сдвиги, зоны смятия, разломы обычно сильно усложняют как разведку, так и разработку рудных месторождений.

6. Способность некоторых руд к слеживаемости или к самовозгоранию, а также значительная обводненность ряда рудных месторождений также существенно влияют на способ ведения горных работ. Так, слеживаемость руд, содержащих много увлажненных глинистых и илистых частиц, препятствует применению систем разработки с магазином руды, при которых отбитая руда аккумулируется (накапливается) в открытом пространстве и определенное время находится в нем без движения. Самовозгораемость руд и пород (содержащих более 18—20% серы) препятствует применению систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород и обычно требует перехода к более дорогостоящим системам разработки с твердеющей закладкой. Обводненность рудных месторождений нередко требует предварительного осушения подлежащих отработке участков месторождения, организации сложного водоотливного хозяйства при их эксплуатации.

7. Более высокая ценность большинства руд по сравнению с углем, предъявляет более жесткие требования к полноте и качеству извлечения полезного ископаемого из недр, оправдывает в соответствующих условиях более трудоемкие и дорогостоящие способы ведения горных работ, отличающиеся небольшими потерями и разубоживанием руды.

8. Отсутствие на большинстве подземных рудников метано выделения. Почти на всех рудниках разрешаются работы с открытым огнем, не требуется аппаратуры во взрывобезопасном исполнении.

Тем не менее отдельные рудники, разрабатывающие калийные соли или рудные залежи, вблизи которых во вмещающих породах имеются непромышленные пропластки метаноносных углей, относятся к газовым (правда не выше второй категории). Кроме того, при разработке урановых месторождений выделяются газообразные радиоактивные примеси (в том числе родон), опасные с точки зрения ионизирующих воздействий на человека, а при разработке залежей ртутных и мышьяковистых руд — ядовитые пары этих металлов. Естественно, на таких рудниках приходится осуществлять целый комплекс соответствующих мероприятий по охране труда и технике безопасности.

§ 3. Показатели извлечения руды при добыче

При разработке рудных месторождений никогда не извлекают руду в чистом виде, т. е. с тем содержанием полезного компонента и точно в том количестве, в котором она находится в подлежащих отработке балансовых запасах месторождения. Часть балансовых запасов руды по разным причинам безвозвратно остается в недрах и называется потерями руды. В то же время при добыче всегда происходит разубоживание руды, т. е. снижение содержания

полезного компонента в добываемой рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды. Потери характеризуют извлечение руды при добыче с количественной стороны, а разубоживание — с качественной.

По классификации М. И. Агошкова и Е. И. Панфилова принято выделять следующие виды потерь: общерудничные, эксплуатационные в массиве и эксплуатационные для отбитой руды.

Причины общерудничных потерь заключаются в оставлении части запасов руды в различного вида охранных целиках около капитальных выработок и подлежащих охране объектов на поверхности (под зданиями, сооружениями, водоемами, железными дорогами и т. п.).

Эксплуатационные потери руды в массиве происходят из-за оставления руды в неизвлекаемых целиках внутри очистных блоков; у штреков и восстающих; вблизи мест завалов, затоплений и пожаров, а также у контактов рудных залежей из-за невозможности точно повторить очистной выемкой изменчивые контуры рудных тел. Эксплуатационные потери отбитой руды имеют место при прекращении выпуска руды из блока, когда разубоживание налегающими обрушенными породами становится чрезмерным; при застревании руды на лежащем боку из-за неровностей или недостаточного для самотечного перемещения наклона контакта руды с породами; при попадании рудной мелочи через настил в закладку; при транспортировании руды из-за просыпи на путях, в местах перегрузок и складирования.

По причинам возникновения разубоживание можно разделить на три вида:

1. Разубоживание от засорения, т. е. увеличения объема добычи при том же количестве металла:

а) при выпуске руды непосредственно под налегающими обрушенными породами, когда куски пород просачиваются в руду;

б) при отбойке вместе с рудой породы из-за изменчивых контуров рудных залежей или необходимости подрабатывать породы вблизи тонких жил, чтобы создать очистное пространство шириной не менее 0,6—0,8 м для свободного перемещения по нему людей;

в) при самопроизвольном отслаивании и попадании в руду породы из кровли или боков открытого очистного пространства.

2. Разубоживание от попадания в потери сравнительно более богатой руды, что уменьшает количество металла в извлекаемом объеме рудной массы:

а) при наличии в рудной мелочи, теряемой в неровностях лежащего бока, в закладке или в процессе транспортирования, более высокого содержания металла, чем в остальной руде (из-за повышенной хрупкости и легкости выкрашивания рудных минералов);

б) при необходимости по условиям горного давления оставлять целики там, где руда оказалась богаче;

в) при наличии более богатой руды на участках, где по конструктивным особенностям очистной выемки уровень потерь выше, чем на других.

3. Разубоживание от выщелачивания металла из руды шахтными водами, если этот металл содержится в руде в виде растворимых соединений (имеет место на медноколчеданных и урановых рудниках). При этом в том же объеме добычи снижается количество содержащегося металла.

В настоящее время наиболее часто пользуются следующими показателями извлечения руды при добыче. Эти показатели являются относительными величинами и при расчетах и в формулах измеряются обычно в долях единицы, а в описаниях могут указываться и в процентах.

Потери металла (полезного компонента)

$$n = \frac{M_{\text{пот}}}{M_{\text{руд}}}, \quad (7.1)$$

где $M_{\text{пот}}$ — количество металла в потерянной руде, т;

$M_{\text{руд}}$ — количество металла в балансовых запасах руды, т.

Разубоживание руды (полезного ископаемого)

$$p = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{р.м}}}{A_{\text{руд}}}, \quad (7.2)$$

где $A_{\text{руд}}$ — содержание металла в балансовых запасах руды, % или г/т;

$A_{\text{р.м}}$ — содержание металла в добытой рудной массе, % или г/т.

Потери руды (ранее называемые истинными потерями)

$$n_p = \frac{II}{B}, \quad (7.3)$$

где II — количество руды, потерянной из балансовых запасов, т;

B — количество руды в балансовых запасах, т.

Засорение руды (ранее называемое истинным разубоживанием)

$$p_p = \frac{B}{D}, \quad (7.4)$$

где B — количество пустых пород, попавших в руду в процессе добычи, т;

D — количество добытой рудной массы, т.

Величины $n = n_p$ и $p = p_p$ в случаях, когда содержание металла в потерянной руде $A_{\text{пот}}$ и содержание его в балансовых запасах одинаковы, а содержание металла в разубоживающей руду породе $A_{\text{пор}}$ практически равно нулю, т. е. если $A_{\text{пот}} = A_{\text{руд}}$ и $A_{\text{пор}} \approx 0$. В остальных случаях перечисленные показатели извлечения различаются по величине.

При отчетности, нормировании и оценке экономического ущерба пользуются показателями потерь металла n и разубожи-

вания руды p , а при анализе технических решений и оценке качества ведения горных работ — показателями потерь руды n_p и засорения ее p_p .

Фактические величины потерь и разубоживания на рудниках определяют прямыми и косвенными методами. Прямые методы основаны на непосредственных замерах в производственных условиях количества и качества теряемой руды и примешанных разубоживающих пород и применяются во всех случаях, когда имеется возможность непосредственно измерить составляющие источники и виды потерь и разубоживания, а затем суммировать их.

При косвенных методах замеряется ряд параметров (B , D , $A_{\text{руд}}$, $A_{\text{р.м}}$, $A_{\text{пот}}$, $A_{\text{пор}}$), функционально связанных с потерями и разубоживанием, а затем по соответствующим формулам, выведенным из балансов руды и металла, рассчитываются искомые потери и разубоживание.

Баланс руды можно записать так:

$$D = B - П + B,$$

а баланс металла

$$M_{\text{р.м}} = M_{\text{руд}} - M_{\text{пот}} + M_{\text{пор}}$$

или

$$D A_{\text{р.м}} = B A_{\text{руд}} - П A_{\text{пот}} + B A_{\text{пор}},$$

где $M_{\text{р.м}}$ — количество металла в добытой рудной массе, т;

$M_{\text{пор}}$ — количество металла в разубоживающих породах, попавших в руду в процессе добычи, т.

Из этих двух формул можно определить две неизвестные величины ($П$ и B) и, подставив их в формулы (7.3) и (7.4), получить общий вид формул для расчета потерь и разубоживания:

$$n_p = \frac{B(A_{\text{руд}} - A_{\text{пор}}) - D(A_{\text{р.м}} - A_{\text{пор}})}{B(A_{\text{пот}} - A_{\text{пор}})}; \quad (7.5)$$

$$p_p = \frac{B(A_{\text{руд}} - A_{\text{пот}}) - D(A_{\text{р.м}} - A_{\text{пот}})}{D(A_{\text{пот}} - A_{\text{пор}})}. \quad (7.6)$$

В частных случаях эти формулы могут быть заметно упрощены. Например, при $A_{\text{пот}} = A_{\text{руд}}$ и $A_{\text{пор}} \approx 0$ формула (7.5) примет вид

$$n_p = n = \frac{B A_{\text{руд}} - D A_{\text{р.м}}}{B A_{\text{руд}}}. \quad (7.7)$$

а формула (7.6) станет одинаковой с (7.2), поскольку разубоживание в этих условиях возможно только за счет засорения и $p_p = p$.

Из формул (7.2) и (7.7) можно вывести два важных соотношения, позволяющие определять качество и количество добытой рудной массы через соответствующие характеристики руды в ба-

лансовых запасах, если известны величины потерь и разубоживания:

$$A_{p.м} = A_{руд}(1 - p); \quad (7.8)$$

$$D = B \frac{1-n}{1-p}. \quad (7.9)$$

Рациональное использование запасов руды в недрах (в связи с практической невозможностью естественных природных ресурсов) имеет огромное значение для народного хозяйства. Однако полностью неоправданными можно считать лишь потери и разубоживание, связанные с неправильным ведением горных работ. В остальном же уровень потерь и разубоживания предопределяется экономическими соображениями. Так, улучшение показателей извлечения руды из недр, начиная с определенного уровня, потребует затрат, превышающих выгоды от этого мероприятия.

Существует некоторый оптимум потерь и разубоживания, который при добыче определяется бережным отношением как к естественным ресурсам, так и к денежным затратам, т. е. к живому и овеществленному труду. При установлении этого оптимума (нормативных показателей извлечения руды из недр) нужно знать и отрицательные последствия от потерь и разубоживания, т. е. экономический ущерб от них.

Экономический ущерб от оставления в недрах 1 т потерянной руды будет

$$y_n^* = C_0 - C_0 = (C_d - C_n) \frac{1-n}{1-p}, \quad (7.10)$$

где C_0, C_0 — соответственно ценность и затраты на получение конечного продукта * из 1 т потерянной руды, руб/т руды;

C_d, C_d — соответственно ценность и затраты на получение конечного продукта из 1 т добытой рудной массы, руб/т рудной массы;

$\frac{1-n}{1-p}$ — выход рудной массы при добыче, позволяющий в соответствии с формулой (7.9) пересчитывать запасы руды в количество добытой рудной массы, доли единицы.

Если потери равны n , то экономический ущерб от них, отнесенный к 1 т погашенных балансовых запасов руды, составит

$$y_n = y_n^* n = (C_d - C_n) \frac{n(1-n)}{1-p}. \quad (7.11)$$

Ценность конечного продукта можно подсчитать следующим образом:

$$C_d = C_0 \beta = C_0 \frac{A_{p.м}}{A_{к.п}} I_n = C_0 \frac{A_{руд}(1-p)}{A_{к.п}} I_n I_m, \quad (7.12)$$

* Конечным продуктом может являться рудная масса, концентрат или черновой металл в зависимости от того, на что на данном предприятии установлена отпускная цена.

где C_0 — отпускная цена конечного продукта, руб/т конечного продукта;

β — выход конечного продукта из рудной массы в долях единицы (точнее, в тоннах конечного продукта из 1 т рудной массы);

I_n — коэффициент извлечения металла при переработке из рудной массы в конечный продукт ($I_n = I_0 I_m$), доли единицы;

I_0, I_m — коэффициент извлечения металла соответственно при обогащении и металлургическом переделе, доли единицы.

В величину C_d входят только те затраты, которые были бы необходимы для завершения добычи и переработки потеряннной руды при данной степени подготовленности ее к выемке (без затрат, уже произведенных и списанных на запасы, в которых теряется руда).

Поэтому рассчитать C_d можно, последовательно суммируя затраты на все виды работ, которые нужно еще произвести, чтобы получить из потеряннной руды конечный продукт. Проще же определить C_d как разность между полной себестоимостью добычи и переработки руды (известной из отчетности рудника и перерабатывающих предприятий) и затратами, которые уже произведены на участке, где потеряна руда. Последних сравнительно немного, и они включают затраты на разведку, вскрытие и подготовку, а также отбойку, если теряется отбитая руда.

Ущерб от разубоживания заключается в том, что возрастает количество подлежащей выдаче на поверхность и переработке рудной массы, а кроме того, ухудшается извлечение металла при переработке (поскольку с увеличением количества рудной массы растут потери металла в хвосты обогащения и шлаки), что, естественно, уменьшает ценность конечного продукта, получаемого из 1 т рудной массы. Соответственно экономический ущерб от разубоживания руды, отнесенный к 1 т балансовых запасов руды, составит

$$y_p = C_{dp} \frac{1-n}{1-p} + \Delta C_d \frac{1-n}{1-p}, \quad (7.13)$$

где ΔC_d — снижение ценности конечного продукта, содержащегося в 1 т рудной массы, за счет вызванного разубоживанием уменьшения извлечения металла при переработке, руб/т руды.

По аналогии с обозначениями, принятыми в формуле (7.12), имеем

$$\Delta C_d = C_0 \Delta \beta = C_0 \frac{A_{p.m}}{A_{k.n}} \Delta I_n = C_0 \frac{A_{руд}(1-n)}{A_{к.п}} \Delta I_0 \Delta I_m. \quad (7.14)$$

Снижение извлечения металла при переработке $\Delta I_{\text{п}} = \Delta I_0 \Delta I_{\text{м}}$ принимается по практическим данным перерабатывающих предприятий.

Г л а в а II

ХАРАКТЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Основы классификации систем разработки

Системой разработки называется порядок проведения и расположения в пределах очистного блока подготовительно-нарезных и очистных выработок, а также технология, механизация и организация производственных процессов очистной выемки.

В связи с большим разнообразием горнотехнических условий на подземных рудниках применяется много различных систем разработки и их вариантов.

В соответствии с классификацией проф. В. Р. Именитова все системы разработки по признаку способа поддержания очистного пространства при выемке руды разделяют на три класса:

I класс — системы с естественным поддержанием очистного пространства;

II класс — системы с обрушением руды и вмещающих пород;

III класс — системы с искусственным поддержанием очистного пространства.

Системы I класса характеризуются тем, что поддержание очистного пространства не требует особых материальных и трудовых затрат, а основано на использовании естественной устойчивости руды и вмещающих пород. Системы этого класса обычно имеют сравнительно высокую производительность блоков, низкую трудоемкость и себестоимость добычи, однако отличаются значительными потерями руды в связи с оставлением целиков.

Системы II класса также характеризуются небольшими затратами на управление горным давлением при очистной выемке. Они тоже относятся к высокопроизводительным и дешевым системам разработки, но имеют повышенные потери и разубоживание из-за того, что процесс выпуска руды происходит непосредственно под налегающими обрушенными породами.

Системы III класса связаны с существенными затратами времени и средств на процесс искусственного поддержания очистного пространства закладкой или крепью либо тем и другим вместе. Вмещающие породы при этом могут поддерживаться, но могут и обрушаться за счет удаления или разрушения крепи после выемки руды. Обязательно поддерживается лишь рабочее пространство, где находятся люди, ведущие в данный момент очистную выемку. Эти системы разработки позволяют достигнуть

сравнительно небольших потерь и разубоживания, но себестоимость добычи при них обычно выше, а интенсивность разработки месторождения ниже, чем при системах первых двух классов.

§ 2. Сплошная система разработки

Сплошной системой разработки называют систему с естественным поддержанием очистного пространства, при которой панель обрабатывается сплошным забоем по всей ее ширине (без деления на камеры) с открытым выработанным пространством

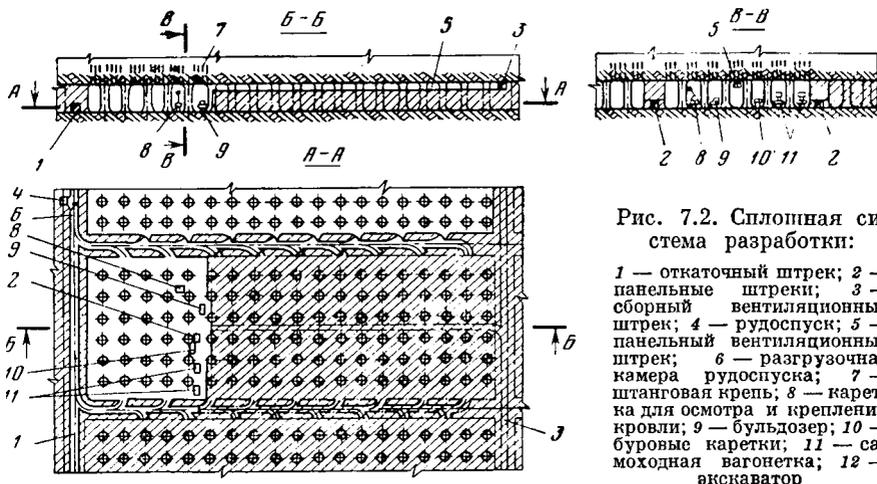


Рис. 7.2. Сплошная система разработки:

1 — откаточный штрек; 2 — панельные штреки; 3 — сборный вентиляционный штрек; 4 — рудоспуск; 5 — панельный вентиляционный штрек; 6 — разгрузочная камера рудоспуска; 7 — штанговая крепь; 8 — каретка для осмотра и крепления кровли; 9 — бульдозер; 10 — буровые каретки; 11 — самоходная вагонетка; 12 — экскаватор

и поддержанием кровли постоянными неизвлекаемыми целиками — ленточными по границам панелей и столбообразными внутри панелей (рис. 7.2).

Применяется сплошная система при разработке пологопадающих и наклонных залежей с устойчивой рудой и вмещающими породами. Минимальная мощность залежи предопределяется возможностью свободного перемещения по очистному пространству людей и оборудования и составляет порядка 1,5 м при скреперной доставке и 3,0—3,5 м при доставке самоходным оборудованием. Максимальная мощность залежи также зависит от возможностей бурового оборудования и особенно самоходных кареток для осмотра кровли и достигает 20—25 м. Ценность руд обычно невысокая, так как потери в целиках значительны.

Параметры системы зависят от глубины разработки, устойчивости и прочности руды и вмещающих пород, мощности залежей, а также принятых технических решений по отбойке и доставке руды. Ширина панелей при скреперной доставке равняется 50—100 м, а при доставке самоходным оборудованием доходит до 200—300 м. Расстояние между целиками и поперечные

размеры их выбираются по условию прочности целиков и устойчивости кровли. Обычно ширина панельных целиков колеблется от 10—15 до 30—40 м при большой глубине разработки. Опорные целики, как правило, круглые. Располагают их регулярно или, если возможно, нерегулярно (на участках с бедной рудой). Расстояние между опорными целиками составляет 8—20 м, а поперечный размер их 3—6 м при мощности залежи до 12—15 м и до 8—10 м при большей мощности.

Отбойка руды при сплошной системе шпуровая, так как скважинная может нарушить устойчивость целиков и кровли очистного пространства. Глубина шпуров от 2 до 4,5 м. Бурят шпуров обычно с помощью буровых кареток и лишь при отсутствии их и мощности залежи до 2,5—3 м — ручными или колонковыми перфораторами. Заряжаются шпуров с самоходных кареток, используемых для осмотра кровли.

Доставка руды до рудоспусков или прямо до откаточных выработок производится самоходным оборудованием. При длине доставки до 200—300 м используются самоходные погрузочно-доставочные машины, а при больших расстояниях доставки — погрузочные машины в комплексе с дизельными автосамосвалами. В последнем случае возможен и транспорт руды в тех же автосамосвалах и даже вывоз руды на поверхность по наклонным стволам, если глубина залегания рудных тел небольшая (до 50—100 м). Для зачистки дорог и сгребания отбитой руды в навал используются бульдозеры или ковшовые погрузчики.

Скреперная доставка (лебедками мощностью 50—100 кВт) используется только в маломощных залежах или при небольших обособленных рудных телах (с запасами до 30—50 тыс. т руды), когда не окупаются расходы на проведение соответствующих выработок и доставку самоходного оборудования к месту работ.

В процессе поддержания очистного пространства со специальными самоходными каретками, оборудованными площадками, на которых можно поднять людей под кровлю (на высоту до 15—25 м), ежедневно производят осмотр кровли и обorkу заколов. При необходимости отдельные участки кровли усиливают штапговой крепью, иногда в комбинации с металлической сеткой.

Проветривание очистного пространства осуществляется от общешахтной струи. Чтобы струя свежего воздуха проходила у забоя, где работают люди и оборудование, ее направляют из штреков в очистное пространство только через ближайšie к забою сбойки, а остальные сбойки перекрывают вентиляционными перемычками. Загрязненный воздух отводится по вентиляционной выработке, проведенной у кровли посередине ширины панели.

Технико-экономические показатели сплошной системы разработки относятся к одним из самых лучших на подземных рудниках. При использовании мощного самоходного оборудования производительность труда забойного рабочего колеблется от 60—100 до 150 т/чел-смену, а производительность панели — до 30—

50 тыс. т/мес. При переносном буровом оборудовании и скреперной доставке эти показатели естественно ухудшаются и составляют соответственно 25—50 т/чел-смену и 3—10 тыс. т/мес. Расход подготовительно-нарезных выработок при этой системе небольшой и равен всего 1—2 м на 1000 т запаса руды. Однако потери руды при этой системе разработки значительны и нередко превышают 25—35%.

Сплошная система разработки является достаточно перспективной. Дальнейшее развитие ее связано с совершенствованием самоходного оборудования и снижением потерь руды в целиках за счет совершенствования методики определения безопасных размеров камер и целиков (без излишнего запаса прочности).

§ 3. Система разработки с подэтажной отбойкой

Системой разработки с подэтажной отбойкой называется система с естественным поддержанием очистного пространства, при которой отбойку руды в камерах производят вертикальными слоями с помощью скважин, пробуренных из подэтажных штреков или ортов, а выпуск руды осуществляют через воронки или трапшеи в днище камеры под прикрытием потолочины, т. е. без перемешивания с налегающими обрушенными породами (рис. 7.3).

Этой системой вынимают только камерные запасы. Временные междукamerные и междуэтажные целики обрабатывают во вторую стадию другими системами разработки (например, расстреливая целики на открытую камеру и выпуская отбитую руду под обрушившимися пустыми породами).

Система разработки с подэтажной отбойкой может применяться при устойчивой руде и вмещающих породах. В общем случае эта система приемлема для отработки рудных тел с любым углом падения, причем в крутых залежах мощность тоже может быть любой, а в пологих и наклонных залежах — не менее 30—40 м, чтобы имело смысл устраивать подэтажные буровые выработки. В наклонных залежах помимо обычного днища нередко приходится устраивать еще и наклонное, проводя выпускные выработки и в породах лежачего бока. Однако чаще всего систему с подэтажной отбойкой применяют в маломощных и средней мощности крутых залежах с изменчивыми элементами залегания, а также в условиях, когда целесообразно иметь увеличенную (до 100 м и более) высоту этажа.

Параметры системы в значительной степени предопределяются устойчивостью руды и пород, мощностью и углом падения рудных залежей. В крутых залежах мощностью до 15—25 м камеры обычно располагают длинной стороной по простиранию, а в более мощных залежах — вкрест простирания. Длина камер 30—60 м.

Высота этажа обычно составляет 50—60 м, а при очень устойчивых рудах и породах доходит до 100—150 м. Высота подэтажа изменяется от 5—15 м при отбойке шпурами или штанговыми

скважинами и достигает 30—40 м при отбойке глубокими скважинами пневмоударного или шарошечного бурения.

Подготовка камеры к очистной выемке заключается в проведении из блоковых восстающих подэтажных буровых выработок (штреков или ортов), устройстве дна блока (выпускных воронок

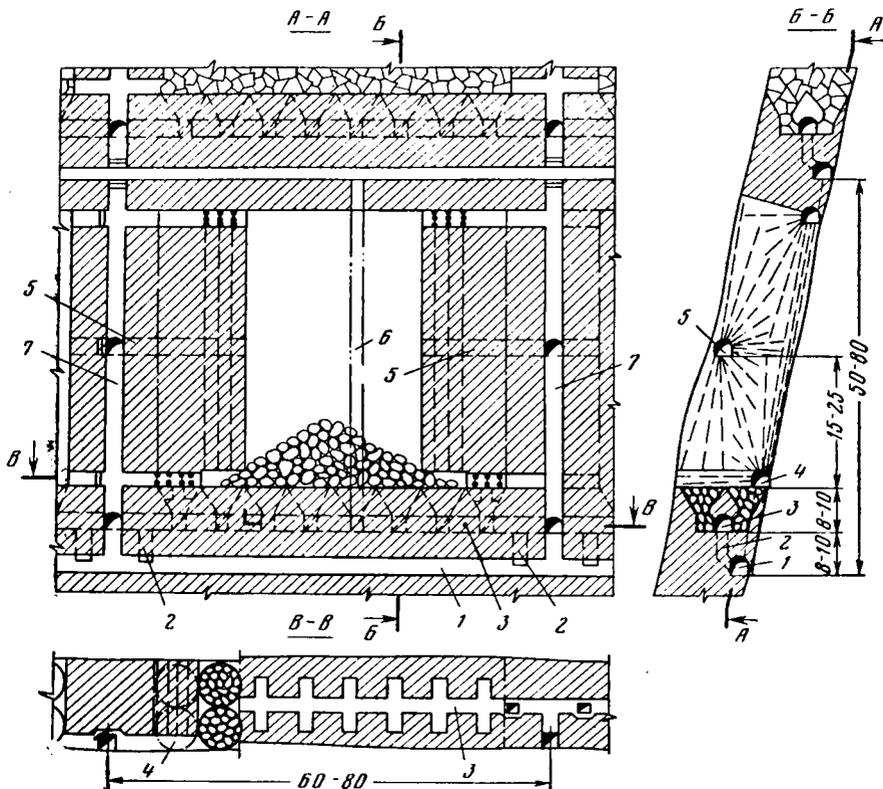


Рис. 7.3. Система разработки с подэтажной отбойкой:

1 — откаточный штрек; 2 — рудопуск; 3 — штрек скреперования; 4 — подсечной штрек; 5 — подэтажный буровой штрек; 6 — отрезной восстающий; 7 — блоковый восстающий

или траншей и доставочных выработок), а также в образовании подсечки и отрезной щели. Вертикальная отрезная щель и горизонтальная подсечка непосредственно над выпускными воронками создают плоскости обнажения, необходимые для нормальной отбойки руды.

Подсечка камеры и разделка выпускных воронок под ней обычно опережает отбойку подэтажей на одну-две воронки.

Для образования отрезной щели посередине камеры (или на одном из флангов) от горизонта подсечки до уровня кровли камеры проводят отрезной восстающий, который затем разделявают

в вертикальную щель на всю ширину и высоту камеры поочередным взрыванием параллельных ему скважин.

Отбойка основных запасов руды камеры производится вертикальными слоями на отрезную щель с помощью веерных или параллельных скважин, пробуренных из подэтажных выработок. Чаще используют веерную схему расположения скважин. Отбойку параллельными скважинами из открытых заходов применяют только при сильно изменчивых контурах рудных залежей, если устойчивость и прочность руды исключают возможность вывалов и заколов в консоли над открытой заходкой. Направление бурения скважин обычно снизу вверх, хотя используют и нисходящие скважины и полные веера их. Забой в камере поддерживают вертикальным или при несколько пониженной устойчивости руды с небольшим опережением верхних подэтажей.

Одновременное взрывание скважин на отрезную щель с двух сторон заметно улучшает качество дробления руды из-за соударения летящих навстречу друг другу кусков ее. Поэтому отрезную щель стараются делать в центре камеры.

Выпуск руды через воронки или траншеи в доставочную выработку происходит под действием собственного веса. Никаких особых требований к режиму выпуска не предъявляется: можно выпускать руду из любой воронки в любом количестве, лишь бы не оставлять воронку совсем пустой. До известных пределов можно накапливать (магазинировать) руду в камере, обеспечивая лишь достаточную компенсацию для отбойки очередного слоя.

Вторичное дробление негабарита производится как в горловинах выпускных выработок, так и на почве доставочных. Обычно выход негабарита составляет 15—20%.

По доставочным выработкам до рудоспусков или прямо до откаточных вагонеток руда обычно доставляется скреперными установками, самоходным оборудованием или питателями.

Свежий воздух для проветривания поступает с откаточного горизонта по блоковому восстающему в подэтажные буровые выработки и из них в очистное пространство. Загрязненный воздух отводят по восстающему с другой стороны камеры или через специальную сбойку на вентиляционный горизонт. Выработки, где производится вторичное дробление и доставка руды, проветриваются обособленной струей.

Технико-экономические показатели системы разработки с подэтажной отбойкой достаточно высокие. Производительность камеры колеблется от 5 до 15 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего — от 25 до 50 т/чел-смену, потери и разубоживание — от 3 до 8%. Расход подготовительно-нарезных выработок составляет 5—9 м/1000 т. Однако эти показатели заметно ухудшаются, если расчет вести не на камеры, а на весь очистной блок, т. е. учесть и отработку целиков. В частности, производительность труда забойного рабочего уменьшится почти вдвое.

Из направлений совершенствования системы с подэтажной отбойкой наиболее перспективным является дальнейшее увеличение (там, где это можно) высоты этажа до 250—300 м, что позволит увеличить относительный запас руды в камере и более эффективно использовать мощное высокопроизводительное доставочное оборудование.

§ 4. Система разработки с отбойкой из магазинов

Системой разработки с отбойкой из магазинов называется система с естественным поддержанием очистного пространства, при которой камера или блок отрабатываются горизонтальными слоями последовательно снизу вверх с магазинированием (накапливанием) в выработанном пространстве отбитой руды, поверхность которой служит платформой для рабочих, производящих отбойку (рис. 7.4). Выпуск руды самотечный. Поскольку при

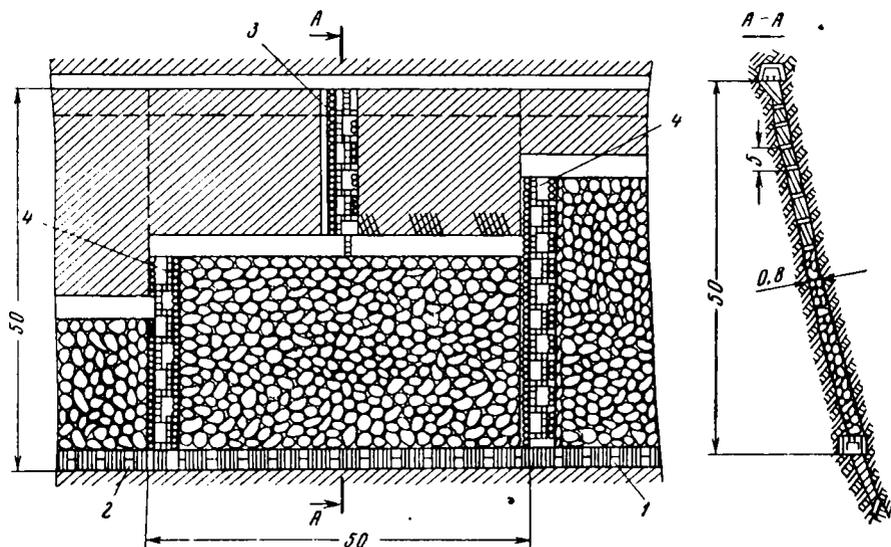


Рис. 7.4. Система разработки с отбойкой из магазина:

1 — откаточный штрек; 2 — выпускные люки; 3 — восстающий для проветривания и сообщения; 4 — блоковые восстающие

взрыве руда увеличивается в объеме, после каждой отбойки производят частичный выпуск руды (в объеме порядка 25—35% взорванного количества ее), чтобы между забоем и поверхностью отбитой руды всегда оставалось свободное пространство для работы бурильщиков. После отработки магазина ведут общий выпуск руды с любой нужной интенсивностью.

Применяется эта система при разработке крутопадающих (с углом падения не менее 55—60°) залежей малой и средней мощности и в том числе при отработке тонких жил. В последнем

случае вместе с рудой приходится отбивать и часть пустых пород, чтобы выемочная мощность была не менее 1—1,2 м, так как иначе отбитая руда может застревать в узком очистном пространстве. Поэтому желательно, чтобы в прилегающих к тонкой жиле породах были хотя бы небольшие включения рудных минералов в виде апофиз, прожилков или вкрапленности.

Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми, так как в очистном пространстве находятся люди. Отбитая руда не должна слеживаться. Ценность руды обычно высокая или средняя.

Параметры системы, как правило, следующие. Высота этажа 35—60 м; длина блока по простиранию от 40—50 до 80—120 м. Ширина междуканальных целиков колеблется от 6 до 10 м; ходки в очистное пространство из восстающих, находящихся в этих целиках, проводят обычно заблаговременно через 4—6 м по вертикали. Высота днища изменяется от 5 до 15 м в зависимости от отсутствия или наличия горизонта механизированной доставки и вторичного дробления. Расстояние между выпускными отверстиями делается минимально возможным (не более 3—4 м в мало-мощных залежах и не более 6—7 м — в залежах средней мощности). Высота потолочины обычно принимается равной 0,4—0,6 от ширины очистного пространства.

Иногда руду выпускают на уровень почвы транспортной выработки, делая из полевого откаточного штрека короткие заезды (через 5—7 м) и производя погрузку руды прямо в откаточные вагонетки с помощью малогабаритных самоходных погрузочных машин ковшового типа на рельсовом или пневмошинном ходу.

При разработке жил мощностью до 2—2,5 м нередко, кроме потолочины, никаких временных целиков не оставляют. При бесцеликовом днище откаточный штрек увеличивают на высоту 3—5 м и устанавливают в нем деревянную крепь с смонтированными в нее сближенными выпускными люками на расстоянии между осями 1,5—2,5 м один от другого. Из люков руда попадает прямо в вагонетки (см. рис. 7.4).

Отбойка руды, как правило, шпуровая. Шпуры вертикальные или горизонтальные. При разработке тонких жил используют шпуры малого диаметра (32—38 мм) и более мощные ВВ. Высота отбиваемого слоя руды 1,5—2,5 м. Крупные куски дробят накладными зарядами ВВ на поверхности замагазинированной руды.

В залежах средней мощности применяют и штанговые скважины диаметром 50—70 мм и глубиной до 10—15 м. При этом в днище блока обычно приходится устраивать горизонт вторичного дробления.

При частичном выпуске руды особое внимание уделяют плавному опусканию поверхности замагазинированной руды. Именно поэтому расстояние между выпускными отверстиями делают минимально возможным. Дозы частичного выпуска тоже должны строго соблюдаться. Излишний выпуск вынуждает бурильщиков

устраивать себе площадки из дерева, с которых можно было бы обуривать забой. Недостаточный выпуск, помимо затруднений, связанных со стесненными условиями работы бурильщиков, может привести к переуплотнению отбиваемой руды, что резко затруднит ее выпуск.

К общему выпуску руды из отработанного магазина никаких особых требований не предъявляется.

Свежий воздух из откаточного штрека поступает в очистное пространство по восстающему и оmyвает забой, проходя между кровлей и отбитой рудой. Загрязненный воздух отводится по другому восстающему на верхний вентиляционный горизонт.

Для гарантии безопасной работы бурильщиков частичный выпуск производят только в те смены, когда буровых работ в блоке нет.

Технико-экономические показатели выемки камер с отбойкой из магазинов относительно высокие (табл. 7.1). Наличие замагацинированной руды облегчает усреднение качества рудной массы по руднику и позволяет не снижать его производительности при временных затруднениях с отбойкой.

Таблица 7.1

| Показатели | Мощность залежи, м | | |
|--|--------------------|------------|-------|
| | 0,2—1,5 | 2—5 | 7—10 |
| Производительность камеры, тыс. т/мес | 0,5—1,5 | 1,5—5 | 5—10 |
| Производительность труда забойного рабочего, т/чел-смену | 5—12 | 7—15 до 30 | 20—40 |
| Удельный расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т | — | 7—9 | 4—6 |
| Потери руды, % | 10—20 | 7—15 | 3—10 |
| Разубоживание руды, % | 15—80 | 5—10 | 2—3 |

Перспективы применения системы разработки с отбойкой из магазинов достаточно широкие, особенно при разработке жильных месторождений, для которых эта система является самой производительной.

§ 5. Система этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды

Системы этажного принудительного обрушения относятся ко II классу систем разработки, когда очистное пространство не поддерживается. Наиболее распространены варианты систем этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами (вертикальными или горизонтальными) и со сплошной выемкой (с донным или торцовым выпуском). Рассмотрим подробно только последний вариант системы, разработанный Московским горным

институтом и впервые осуществленный на Зырянском свинцовом комбинате.

Системой этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском называется система с обрушением руды и вмещающих пород, при которой производится сплошная выемка (без устрой-

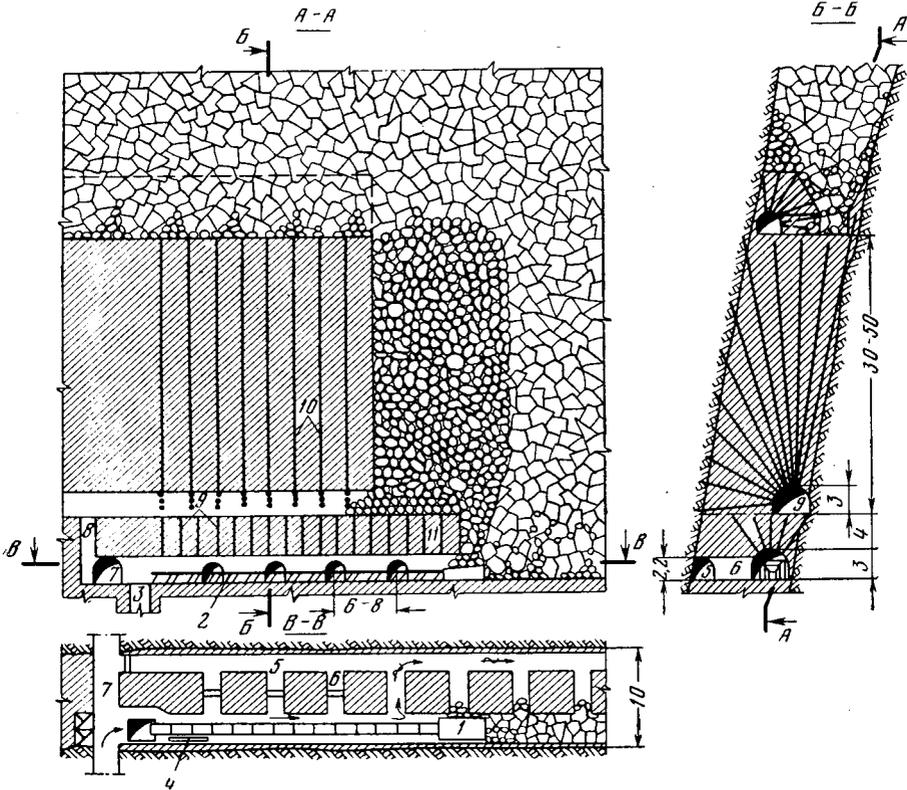


Рис. 7.5. Система этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском:

1 — вибропитатель; 2 — виброконвейер; 3 — рудоспуск; 4 — гидроцилиндры для перемещения питателя; 5 — вентиляционный штрек; 6 — вентиляционные сбойки; 7 — подходной орг; 8 — ходок на буровой горизонт; 9 — буровой штрек; 10 — скважины для отбойки руды; 11 — предохранительный козырек над доставочной выработкой

ства компенсационных камер) со скважинной отбойкой руды в зажиме и выпуском ее непосредственно под налегающими обрушенными породами через торец доставочной выработки сразу на всю высоту этажа. Козырек (временный целик) над доставочной выработкой погашается по мере выпуска руды (рис. 7.5).

Условия применения системы этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском следующие. Руда — устойчивая или средней устойчивости, породы — средней устойчивости. Желательно, чтобы вмещающие породы самообрушались крупными глы-

бами сразу или с небольшим отставанием вслед за выемкой руды.

Мощность рудных залежей должна быть не менее 8—10 м при угле падения порядка 70—75° и более. При мощности залежей, превышающей 30—40 м угол падения может быть любым, хотя и в этом случае предпочтительнее крутое падение.

Благоприятным для применения этой системы разработки является наличие в налегающих породах некоторого количества полезного компонента, что делает менее ощутимым разубоживание руды.

Руда не должна слеживаться и самовозгораться. Обязательно должно допускаться обрушение поверхности земли.

При значительной глубине разработки (обычно от 700 м и более) управлять обрушением пород становится крайне затруднительно, начинают существенно сказываться отрицательные проявления горного давления, поэтому от систем с обрушением руды и вмещающих пород обычно приходится отказываться в пользу систем с искусственным поддержанием очистного пространства.

Параметры системы разработки в конкретных условиях устанавливаются с учетом наличия буровой и доставочной техники, а также ряда ограничений (здесь не рассматриваемых), вытекающих из теории торцового выпуска уплотненных руд.

Высота этажа обычно колеблется от 45 до 60 м; в пологих залежах она ограничивается мощностью залежи. Длина блоков составляет не менее 50 м. В крутых мощных залежах блоки располагают длинной стороной вкrest простираения, а в залежах мощностью до 25—30 м — по простираению. В последнем случае длина блоков ограничивается только возможностями средств доставки и проведения подготовительно-нарезных выработок и необходимостью создания достаточного фронта очистных работ для обеспечения заданной производительности рудника.

Отбойка руды при этой системе производится скважинами в зажиме. Отбойка в зажиме отличается от обычной отбойки на открытое компенсационное пространство тем, что взрываеый массив граничит с зажимающим материалом (рапее отбитой рудой или обрушенными породами), а свободного пространства для размещения увеличивающейся в объеме при взрыве руды не имеется совсем или имеется (в связи с наличием подготовительно-нарезных выработок), но в объеме, недостаточном для нормального разрыхления ее. При этом виде отбойки зажимающий материал уплотняется и тем самым создает пространство для увеличения объема отбиваемого слоя руды. Отбитая в зажиме руда получается более уплотненной, чем при отбойке на открытое пространство, хотя в непосредственной близости от забоя образуется узкая вертикальная щель (пустота) или призабойная зона разрыхления толщиной 1—2 м. Основным достоинством скважинной отбойки в зажиме является заметное улучшение качества дробления отбитой руды, что положительно сказывается на эффективности про-

цессов выпуска и доставки, повышая в 1,5—2 раза их интенсивность.

Подготовка блока состоит в проведении буровых и доставочных выработок, разделке из восстающего отрезной щели на фланге блока и обрушении в нее налегающих пород. Затем на образовавшийся зажимающий материал производят последовательную отбойку вертикальных или крутонаклонных слоев руды (секций), обуренных несколькими веерами скважин. Толщина секции вначале выбирается из условия, чтобы она была не больше 0,7 толщины зоны зажимающего материала, а затем, когда достигнет 8—12 м, оставляется постоянной. Эта толщина секции считается оптимальной. Уменьшение ее ухудшает дробление, а увеличение сопровождается переуплотнением руды и значительным выбросом руды в выработки, соединенные с очистным пространством.

Чтобы контакт массива руды с зажимающим материалом всегда несколько опережал положение торца доставочной выработки, над ней оставляют временный целик (kozyрек) высотой 6—8 м. По мере выпуска руды козырек погашается слоями толщиной 2—4 м. Когда длина козырька станет 2—3 м, производят взрывание скважин следующей секции.

Бурение скважин осуществляется либо на всю высоту этажа, либо из подэтажных буровых выработок, но выпуск руды — обязательно только на один нижний доставочный горизонт*. Диаметр скважин обычно принимается 100—150 мм, хотя имеются примеры использования и штанговых скважин диаметром 70 мм. Козырек гасят штанговыми скважинами.

При отбойке используется короткозамедленное взрывание. Замедление между рядами скважин в секции 25—50 мс.

Выпуск отбитой руды производится под налегающими обрушенными породами, которые заполняют освобождающееся очистное пространство. Вначале с данной позиции (положения торца доставочной выработки) выпускается так называемая чистая руда (в объеме порядка 20—25%), а затем по мере выпуска из-за разубоживания содержание металла в рудной массе начинает падать, пока не достигнет некоторого минимума, соответствующего предельному разубоживанию в последней дозе, и выпуск с этой позиции не будет прекращен (рис. 7.6).

Содержание металла в последней дозе A_{\min}^* , при котором выпуск с данной позиции прекращают, обычно принимается несколько меньшим, чем принятое на руднике минимальное промышленное содержание A_{\min} (для бедных руд 0,85—0,95 от A_{\min} , а для богатых 0,6—0,7 от A_{\min}). Это связано с тем, что для отбитой руды часть затрат на добычу уже произведена и поэтому промышленному для нее может быть соответственно снижен по сравнению с A_{\min} , установленным для руды в массиве.

* Если выпускные и доставочные выработки устраивать также и на подэтажах, то система разработки станет другой — системой подэтажного обрушения.

В определенных условиях более эффективным является режим выпуска, при котором до предельного разубоживания, соответствующего A_{\min}^* , выпускают руду только с основных позиций (через 6—10 м по длине доставочной выработки), а с промежуточных позиций выпускают лишь чистую руду.

На выпуске и доставке руды обычно используют комплексы из передвигаемого вибропитателя и секционного виброконвейера или самоходное погрузочно-доставочное оборудование. Скреперная доставка при торцовом выпуске малоэффективна. Изменение положения позиций выпуска при использовании виброкомплексов осуществляется так: возле питателя демонтируют одну-две секции виброконвейера, вибропитатель с помощью гидроцилиндров вытягивают из-под навала и прямо на него производят погашение козырька. негабаритные куски руды дробят прямо на питателе.

Проветривание доставочных выработок в процессе выпуска и вторичного дробления производится с помощью вентиляторов местного проветривания или через специальные вентиляционные выработки небольшого сечения, проведенные параллельно доставочным на расстоянии 3—5 м и соединенные с ними сбойками через 8—10 м по длине.

Технико-экономические показатели системы этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском достаточно высокие. Эта система отличается хорошим качеством дробления руды по всему объему блока и отсутствием трудоемких работ по образованию выпускных и подсечных выработок. Интенсивность добычи составляет от 20 до 50 тыс. т в месяц на одну доставочную выработку, так что производительность блока может достигать до 50—100 тыс. т в месяц и даже до 150 тыс. т в месяц. Производительность труда забойного рабочего при крепкой руде колеблется от 30—60 до 100 т/чел-смену. Удельный объем подготовительно-нарезных выработок незначительный и равняется всего 1,5—2,5 м/1000 т запасов руды. Однако потери и разубоживание руды при этой системе сравнительно высоки и обычно составляют 10—20%.

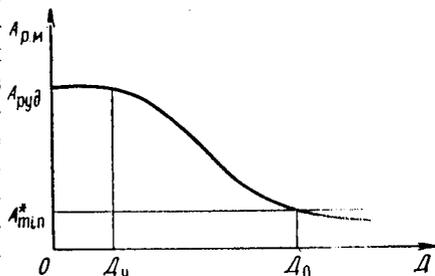


Рис. 7.6. Характер изменения содержания металла в рудной массе $A_{р.м}$ по мере ее торцового выпуска с данного положения надштрекового козырька:

$A_{руд}$ — содержание металла в массиве руды, %; A_{\min}^* — минимальное содержание металла, соответствующее предельному разубоживанию в последней дозе выпуска, %; $D_ч$ — объем выпуска чистой руды с содержанием металла $A_{руд}$, т; D_0 — общее количество выпущенной рудной массы, т

§ 6. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

Системой разработки горизонтальными слоями с закладкой называется система с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой блок вынимают горизонтальными

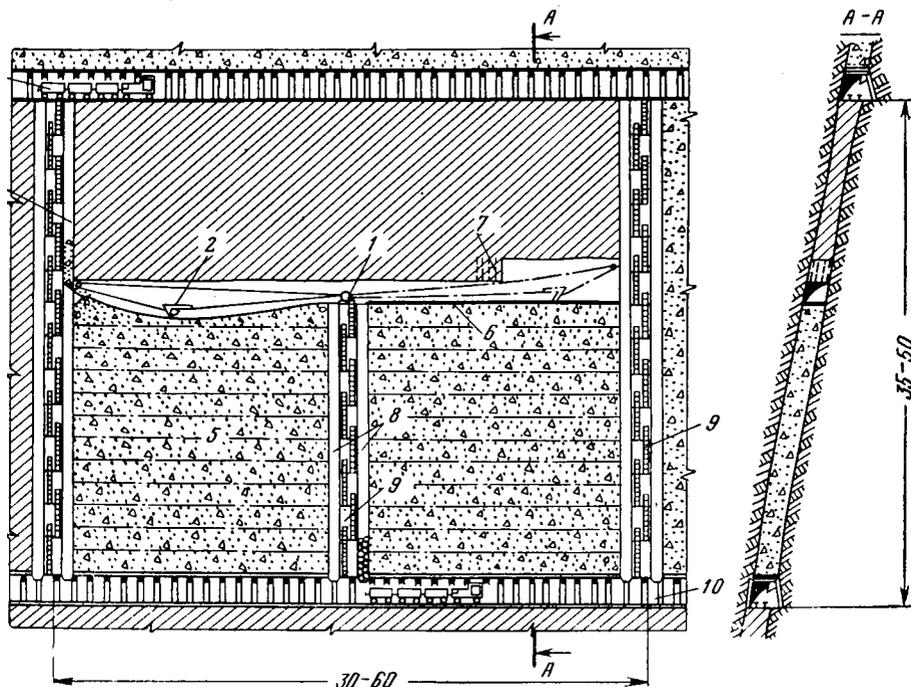


Рис. 7.7. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:

1 — скреперная лебедка; 2 — скрепер; 3 — закладочное отделение восстающего; 4 — вагонетка с закладочным материалом; 5 — закладочный массив; 6 — настил; 7 — шпур; 8 — рудопускное отделение восстающего; 9 — лестничное отделение восстающего; 10 — откаточный штрек

слоями в направлении снизу вверх с закладкой каждого слоя сразу после его отработки. Закладка служит для поддержания боков очистного пространства, а поверхность ее является платформой для оборудования и рабочих, занятых очистной выемкой (рис. 7.7).

Условия применения системы разработки горизонтальными слоями с закладкой разнообразны. Мощность и угол падения залежей могут быть практически любыми, хотя чаще эта система применяется при разработке крутых залежей небольшой мощности. Руда — устойчивая или средней устойчивости. В последнем случае на участках с недостаточно устойчивой рудой кровля вынимаемого слоя, под которой работают люди, поддерживается

стойкой или рамной крепью (временной или постоянной, остающейся затем в закладке). Боковые породы могут быть неустойчивыми. Руда обычно ценная, чтобы окупить удорожание очистной выемки по сравнению с другими системами за счет улучшения показателей извлечения руды из недр (снижение потерь руды). Эту систему можно применять в условиях пожароопасных месторождений и при необходимости сохранения поверхности над месторождением.

Параметры системы разработки следующие. Высота этажа от 35—40 м до 50—70 м; меньшие значения относятся к жильным месторождениям. Высота слоя обычно 2—3 м. Длина блока при разработке по простиранию равна 30—60 м, а при устойчивых и средней устойчивости породах и выдержанных элементах залегающих доходит до 100—150 м и более.

В мощных залежах блоки обрабатывают вкрест простирания. Ширина камер колеблется от 6 до 10—12 м, а целиков — от 5 до 10 м в зависимости от устойчивости руды и мощности залежи. Целики обрабатывают во вторую стадию. При использовании твердеющей закладки возможна сплошная выемка вертикальными секциями шириной по простиранию 6—10 м и длиной, равной мощности рудного тела. Секции обрабатываются последовательно горизонтальными слоями с закладкой.

Отбойка руды при выемке слоя производится вертикальными или горизонтальными шпурами. Для бурения используют ручные, телескопные или колонковые перфораторы, а также небольшие самоходные буровые каретки на один-два перфоратора.

Для предотвращения смешивания отбиваемой руды и закладочного материала и снижения потерь от просыпания рудной мелочи в закладку перед каждым очередным взрывом на поверхность закладки (исключая твердеющую) укладывается настил. Настил бывает деревянным, из конвейерной ленты или металлических листов и обычно используется повторно. При разработке особо ценных руд поверхность закладки покрывают слоем набрызгбетона толщиной 10—15 см. Такой настил практически гарантирует отсутствие потерь металла в закладку и заметно усиливает сопротивляемость закладочного массива горному давлению со стороны вмещающих боковых пород.

Отбитая руда доставляется скреперными лебедками или самоходным оборудованием к рудоспускам, образуемым в закладочном массиве по мере его возведения. Крепь рудоспусков может быть деревянной срубовой, из бетонных колец или из металлических труб диаметром 500—1200 мм с толщиной стенок 8—12 мм. Расстояние между рудоспусками колеблется при скреперной доставке от 10 до 30 м, а при использовании самоходных погрузочно-доставочных машин бункерного типа с пневмоприводом доходит до 50—60 м. Производительность скреперной доставки обычно 50—80 т в смену, а самоходного оборудования до 160—150 т в смену.

После окончания доставки руды разбирают настил, иногда

зачищают в рудоспуск верхний слой закладки, обогащенный просыпавшейся через настил рудной мелочью, наращивают рудоспуски и восстающие и начинают закладочные работы.

Закладочный материал поступает по восстающим с вышележащего горизонта. Сухой материал размещают в слое с помощью того же оборудования, которое используется при доставке руды. Гидравлическая и твердеющая закладка подается по трубам и размещается в выработанном пространстве самотеком.

Проветривание слоя производится струей свежего воздуха, поступающей по вентиляционному восстающему. Отводится загрязненный воздух на вышележащий вентиляционный горизонт.

Технико-экономические показатели системы разработки горизонтальными слоями с закладкой зависят от применяемого оборудования и вида закладки. Производительность блока при сухой закладке составляет 1—3 тыс. т в месяц при скреперной доставке и 4—6 тыс. т в месяц при использовании самоходного оборудования. При разработке мощных месторождений со сплошной выемкой, твердеющей закладкой и высокопроизводительным дизельным самоходным оборудованием интенсивность добычи при этой системе доходит до 50 и даже до 75—100 тыс. т в месяц. Соответственно производительность труда забойного рабочего при обычной закладке равна 15—20 т/чел-смену, а при сплошной выемке и твердеющей закладке доходит до 60—80 т/чел-смену.

Потери руды при плотном настиле или твердеющей закладке колеблются от 1 до 5%, а разубоживание — от 1—3 до 10%. Удельный расход подготовительно-нарезных выработок составляет 2—5 м на 1000 т, а крепежного леса — 0,01—0,02 м³/т.

Итак, при обычной закладке эта система более трудоемка, чем системы предыдущих классов, а при твердеющей закладке и использовании мощного самоходного оборудования обеспечивает высокую производительность, но требует повышенных материальных затрат. Однако потери и разубоживание руды при этой системе небольшие.

Объемы применения системы горизонтальными слоями с закладкой на подземных рудниках постоянно расширяются. Причем удельный вес этой системы, очевидно, будет еще больше возрастать по мере дальнейшего увеличения глубины разработки рудных месторождений.

§ 7. Система разработки с нисходящей слоевой выемкой и твердеющей закладкой

Система с нисходящей слоевой выемкой и твердеющей закладкой предполагает искусственное поддержание очистного пространства и обработку блоков слабонаклонными слоями в направлении сверху вниз. Слои вынимают заходками под искусственной кровлей из монолитного закладочного массива (рис. 7.8).

Условия применения этой системы отличаются особой сложностью, поэтому руда должна быть ценной. И руда, и вмещающие породы могут быть неустойчивыми, самовозгорающимися и склон-

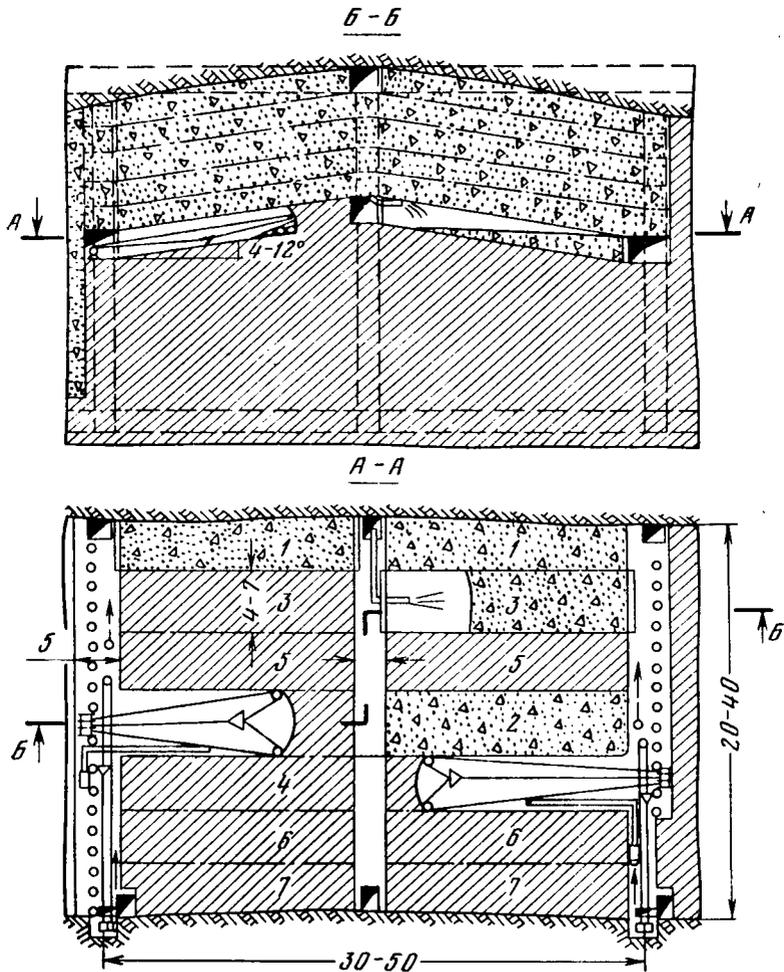


Рис. 7.8. Система с нисходящей слоевой выемкой и твердеющей закладкой:

1—6 — порядок выемки заходов в слое

ными к слеживанию. Угол падения и мощность рудных тел могут быть любыми (кроме маломощных пологих залежей). Крепость руды роли не играет.

Параметры системы разработки зависят от формы и размеров обрабатываемых рудных тел. Обычно высота этажа 40—60 м.

В мощных залежах по углам блока и в центре его проводят восстающие, из которых на каждом слое нарезают центральный

и фланговый слоевые орты. Из фланговых ортов с подъемом 4—12° проводят добычные заходки до центрального орта. Длина заходок обычно порядка 20 м, высота 2—3 м, а ширина 4—7 м в зависимости от устойчивости их кровли и стенок. Очередность отработки заходок зависит от скорости набора прочности твердеющей закладкой. Обычно на границе с заложеной заходкой можно начинать работы через неделю, а снизу — через 2—3 недели.

Отбивают руду при проведении заходок шпуровым методом. Доставляют ее скреперными установками или самоходным оборудованием легкого типа. Самоходное оборудование доставляют на рабочий слой по восстающим в разобранном виде или своим ходом по специальным уклонам.

Закладочная смесь по трубам поступает сверху в центральный слоевой орт и через перемычку подается в заходку. В связи с тем что заходка имеет уклон, твердеющая смесь растекается по ней, заполняя ее под самую кровлю.

В условиях повышенного горного давления для увеличения прочности искусственной кровли в почве слоя перед подачей закладки укладывают металлическую сетку или еще и поперечные лежни из рельсов или бревен, подвязываемых к лежням вышележащего слоя. После подачи закладки образуется монолитная железобетонная кровля, под прикрытием которой можно безопасно вести добычу руды.

Производительность блока при нисходящей слоевой выемке с твердеющей закладкой колеблется от 0,8 до 1,5 тыс. т в месяц при скреперной доставке и от 3 до 5 тыс. т в месяц при использовании самоходного оборудования. Производительность забойного рабочего составляет соответственно 12—15 т/чел-смену и 20—40 т/чел-смену. Потери и разубоживание колеблются от 1 до 5%, несколько возрастают при неровных контурах рудных тел.

Себестоимость добычи при этой системе разработки высокая, но применять ее можно в самых тяжелых условиях, где другие системы просто неприемлемы. Система с нисходящей слоевой выемкой и твердеющей закладкой имеет большие перспективы в связи с увеличением глубины горных работ и усложнением условий разработки на подземных рудниках.

Г л а в а III

ПОДГОТОВКА И ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Классификация и схемы подготовки горизонтов

Подготовка рудных месторождений включает подготовку горизонтов (этажей или панелей) и подготовку отдельных очистных блоков.

Подготовка горизонтов заключается в разделении шахтного поля на участки, в пределах которых затем проводятся подготовительно-нарезные выработки и ведется очистная выемка.

Крутые и наклонные залежи горизонтальными подготовительными выработками (штреками и ортами) разделяют на этажи, длина которых соответствует длине шахтного поля по простиранию. Горизонты, на которых расположены эти выработки, называются этажными. Обычно по этажным горизонтам осуществляется транспортирование добытой рудной массы.

Для обеспечения независимой одновременной работы доставки и транспортирования руды все шире практикуется использование

так называемых концентрационных горизонтов, на которые перепускается руда с вышерасположенных промежуточных горизонтов (рис. 7.9). При этом транспортирование руды к шахтному стволу производится только по концентрационным горизонтам, а расположенные между ними промежуточные этажные горизонты служат для подготовки очистных блоков, вспомогательного транспорта (людей, материалов и оборудования), проветривания и прокладки кабелей и трубопроводов. Транспортный концентрационный горизонт обычно обслуживают два — четыре, а иногда и больше этажей. Срок службы его значительный (обычно 5—10 лет и более), что дает возможность оборудовать его капитально.

Суммарная длина и сечение выработок на промежуточных горизонтах обычно меньше, чем если бы эти горизонты были транспортными.

Рудоспуски, ведущие на концентрационный горизонт, проводят по рудному телу или в непосредственной близости от него. Один рудоспуск может обслуживать или часть блока (например, одну — три доставочных выработки), или весь блок, или даже группу блоков, которые совмещены по вертикали или расположены поблизости на одном этаже. Соответственно рудоспуски бывают участковыми, блоковыми или капитальными. Обычно они не крепятся и имеют ответвления, чтобы сократить длину механизированной доставки. Рудоспуски служат бункерной емкостью между процессами доставки и транспорта и позволяют в 1,5—3 раза поднять производительность каждого из этих процессов. В рудоспуске происходит дополнительное измельчение рудной массы и усреднение ее качества.

Этаж по длине с помощью восстающих разбивают на выемоч-

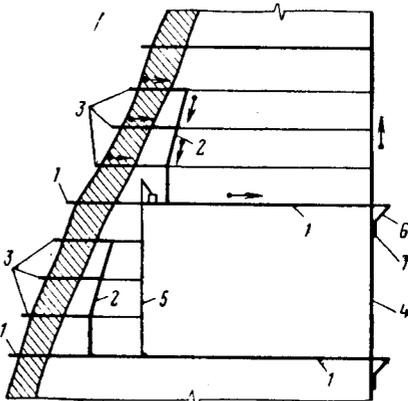


Рис. 7.9. Вскрытие и подготовка рудных месторождений с концентрационными горизонтами:

1 — концентрационные горизонты; 2 — рудоспуски; 3 — промежуточные горизонты; 4 — рудоподъемный ствол; 5 — вспомогательный слепой ствол для обслуживания промежуточных горизонтов; 6 — бункер; 7 — дозатор

ные очистные блоки. Восстающие обеспечивают доступ к расположенным на разных уровнях по высоте подготовительно-нарезным и очистным выработкам блока. Восстающие бывают рудными или полевыми (проведенными по руде или по породе) и обычно имеют два-три отделения: обязательно лестничное, служащее ходовым и вентиляционным, а также рудоспускное, закладочное или материальное для спуска-подъема материалов и оборудования. Над материальным отделением устанавливается однобарабанная грузоподъемная лебедка. Крепятся восстающие деревянной распорной

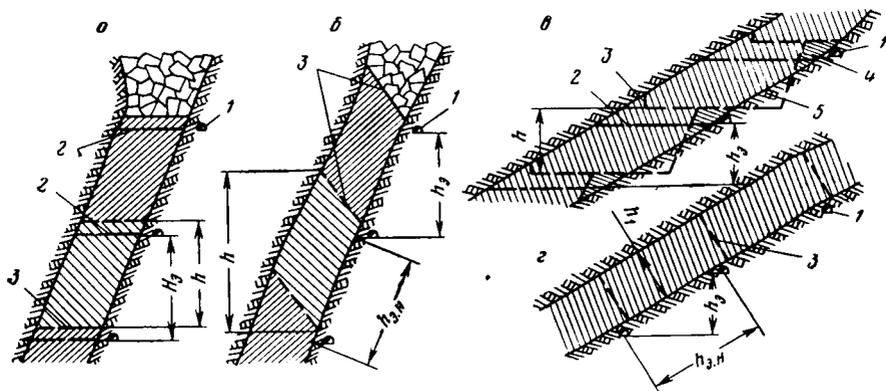


Рис. 7.10. Деление крутых (а, б) и наклонных (в, г) залежей на этажи (разрезы вкрест простирания):

а, в — горизонтальными плоскостями; б, г — наклонными плоскостями; 1 — откаточные штреки; 2 — откаточные горизонты; 3 — границы очистных блоков; 4 — теряемые участки руды; 5 — обрабатываемая пустая порода; h_3 — высота этажа вертикальная; h_{3n} — высота этажа наклонная; h — высота блока по вертикали; h_1 — высота блока по нормали к падению

или венцовой крепью вразбежку и лишь в особых случаях сплошной срубовой крепью.

Границы между выемочными блоками смежных этажей бывают горизонтальными или наклонными (рис. 7.10). Расположены они несколько выше соответствующих этажных горизонтов, так как днища блоков обычно обрабатывают вместе с блоками нижележащего этажа.

В пологих и горизонтальных рудных залежах разработка, как правило, безэтажная (одноэтажная), поэтому шахтное поле разделяют по площади на панели с помощью главных и панельных штреков. Обычно на рудниках используют одиночные главные и панельные штреки, хотя иногда каждый из этих штреков делают спаренным (состоящим из обособленных откаточного и вентиляционного штреков, соединенных сбойками).

Ширина панелей соответствует расстоянию между панельными штреками и колеблется от 50 до 200 и даже 300 м. Длина панелей равна расстоянию между главными штреками и составляет от 200—

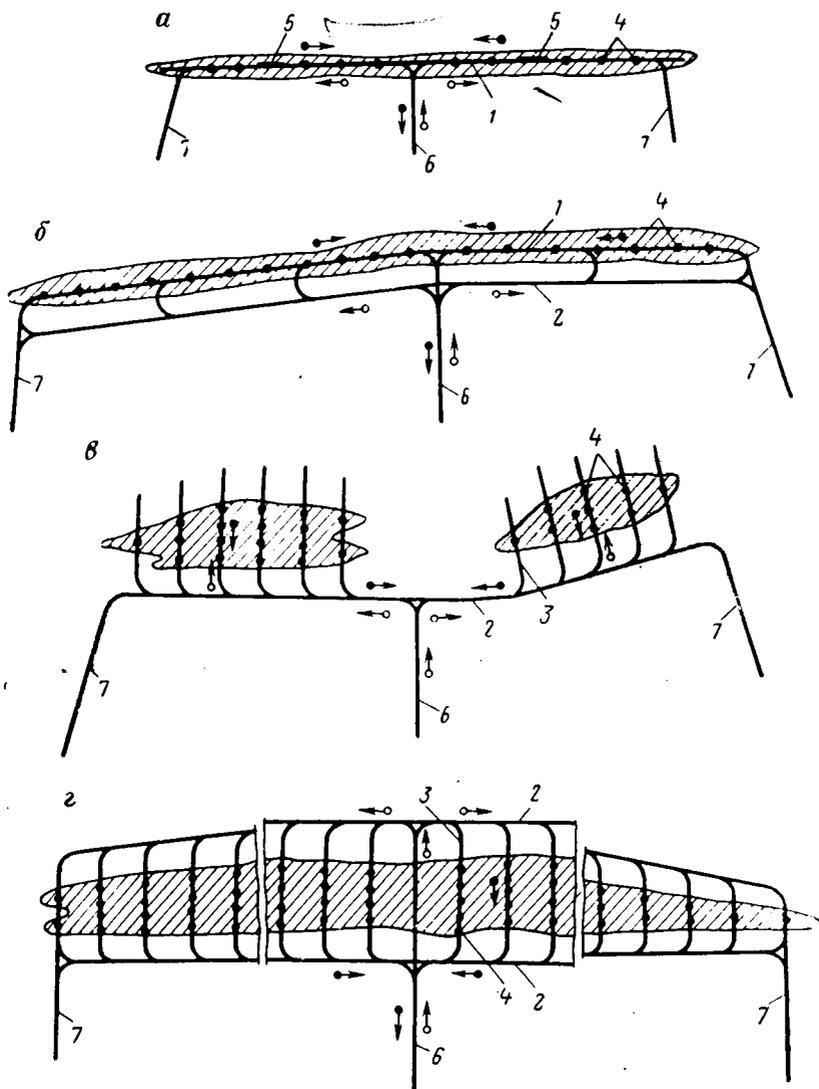


Рис. 7.11. Характерные варианты подготовки откаточных горизонтов (планы):

а — штрековая рудная подготовка; *б* — штрековая комбинированная подготовка с кольцевой откаткой; *в* — ортовая подготовка с тупиковой схемой транспорта; *г* — ортовая подготовка с кольцевой откаткой; 1 — рудный штрек; 2 — полевой штрек; 3 — орты; 4 — пункты погрузки в откаточные вагонетки; 5 — разминовки; 6 — квершлаг к рудоподъемному стволу; 7 — квершлаг к вентиляционным стволам (стрелки с белым кружком показывают направление движения порожних составов, а с черным — грузеных)

300 до 1000—1500 м. Панели обрабатывают как со сплошной выемкой, так и с разделением на выемочные очистные блоки.

Схемы подготовки горизонтов предопределяют тип, расположение и порядок проведения основных подготовительных выработок при соответствующем виде транспорта.

Применительно к условиям электровозного и автомобильного транспорта руды * схемы подготовки горизонтов можно разделить на две большие группы:

- I — схемы подготовки с этажной разработкой для крутых и наклонных залежей;
- II — схемы подготовки с безэтажной разработкой для пологих и горизонтальных залежей.

При классификации схем подготовки горизонтов внутри каждой группы выделяют: по типу подготовительных выработок, в которых производится загрузка транспортных средств — штрековую и ортовую подготовку; по расположению выработок по отношению к рудному телу — рудную, полевую и комбинированную (рудно-полевую) подготовку; по схеме движения транспорта — тупиковую и кольцевую подготовку горизонтов.

Наиболее характерные схемы подготовки первой группы показаны на рис. 7.11.

В маломощных залежах этажный горизонт подготавливают рудным штреком. Так как схема движения транспорта при этом тупиковая, приходится через 150—300 м по длине штрека устраивать разминовки или делать штрек двухпутевым.

В залежах мощных и средней мощности используют и штрековую и ортовую подготовку. При штрековой подготовке, наряду с рудным штреком, проходят в лежачем боку еще и полевой, что позволяет обеспечить кольцевую откатку. При ортовой подготовке из полевого штрека лежачего бока проходят орты, в которых и производится загрузка транспортных средств. Расстояние между ортами обычно равно длине доставки или вдвое больше. В залежах средней мощности при небольшом объеме добычи на этаже орты делают тупиковыми, а в мощных залежах или при интенсивном транспорте применяют кольцевую схему его движения, соединяя орты полевым штреком и висячем боку. Расстояние между погрузочным пунктом и началом закругления орта или тупиком принимается не меньше, чем длина состава вагонеток. Поэтому полевые штреки при ортовой подготовке обычно не попадают в зону движения пород при обработке нижележащего этажа (или даже 2—3 этажей), что позволяет использовать в будущем эти штреки как вентиляционные для отвода загрязненного воздуха из нижележащих блоков.

Свежий воздух всегда поступает в очистной блок снизу, с этажного транспортного горизонта. Загрязненный воздух отводится

* Схемы подготовки при конвейерном транспорте руды аналогичны применяемым на угольных шахтах и здесь не рассматриваются.

на вышележащий вентиляционный этажный горизонт, который раньше служил откаточным, или при необходимости вести интенсивный транспорт сразу на двух смежных этажах подается в спе-

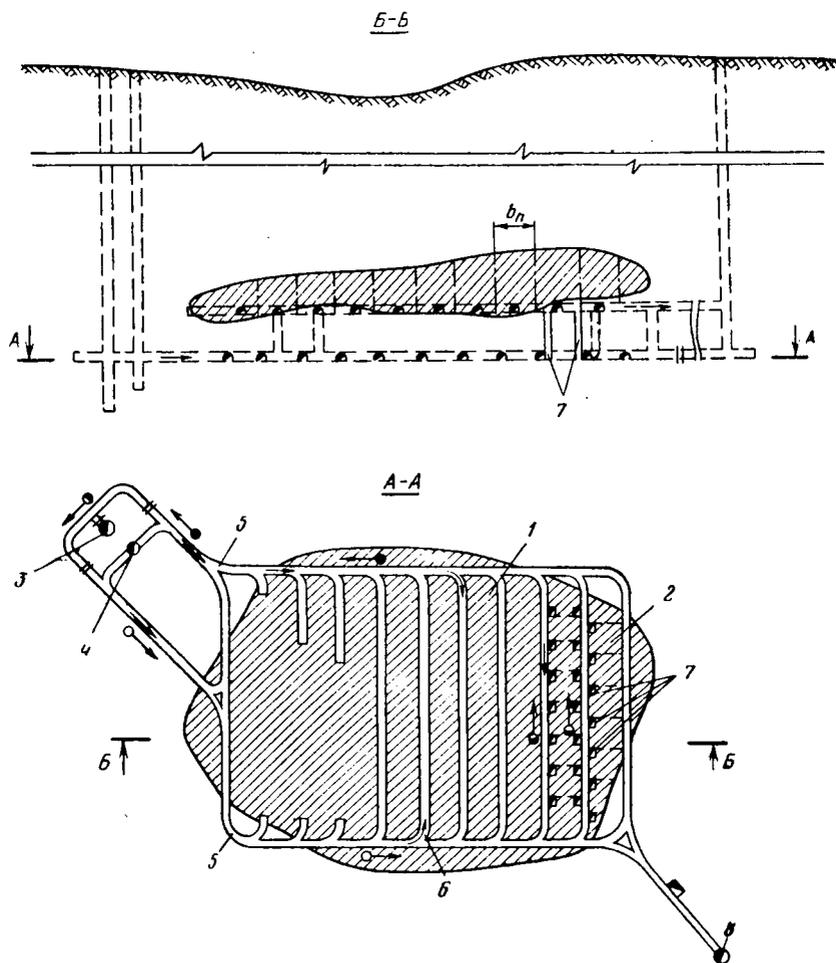


Рис. 7.12. Деление пологой залежи на панели (1) и блоки (2):

3 — рудоподъемный ствол; 4 — вспомогательный ствол; 5 — главные откаточные штреки; 6 — панельные откаточные штреки; 7 — блокные восстающие и рудопуски; 8 — вентиляционный ствол; b_n — ширина панели

циальные полевые штреки, расположенные обычно несколько выше этажных.

Вторая группа схем подготовки предусматривает безэтажную разработку пологих и горизонтальных рудных залежей. В этом случае транспортные выработки располагают либо в рудном теле

рудная подготовка), либо в породах лежащего бока (полевая подготовка). Схема движения транспорта кольцевая.

Рудную подготовку в пологих залежах используют только при автомобильном транспорте *, так как контакт рудных залежей с лежащим боком, как правило, не удовлетворяет жестким требованиям электровозного транспорта в части выдержанности и величины уклона рельсовых путей.

При полевой подготовке применяют электровозный транспорт руды. По выработкам, проведенным в рудном теле, производится только доставка к рудоспускам. Погрузка из рудоспусков ведется в панельных штреках, если панели разбиваются на очистные блоки (рис. 7.12) или в откаточных штреках, если панели отрабатываются со сплошной выемкой.

Вентиляционный горизонт для отвода исходящей струи устраивается обычно на уровне кровли рудного тела или висячем боку.

§ 2. Классификация способов вскрытия рудных месторождений

Вскрытие месторождения (или его части) — это проведение капитальных горных выработок, обеспечивающих доступ к рудному телу.

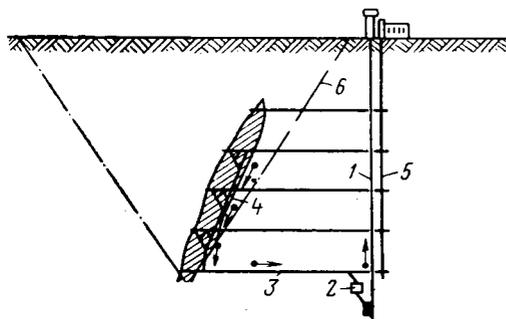


Рис. 7.13. Вскрытие месторождения в равнинной местности:

1 — рудоподъемный скиповый ствол; 2 — подземная дробильная установка; 3 — концентрационный откаточный горизонт; 4 — блоковые рудоспуски, ведущие на концентрационный горизонт; 5 — ствол с клетевым вспомогательным подъемом; 6 — границы зоны сдвижения пород

Способ вскрытия определяется типом, числом и назначением шахтных стволов и штолен, а также схемой вскрытия, т. е. расположением и порядком проведения вскрывающих выработок (стволов, штолен, квершлагов, шахтных бункеров, околовствольных выработок и т. п.). В свою очередь, тип шахтных стволов включает способ подъема и угол наклона ствола, а тип штолен — вид транспорта.

Способы вскрытия принято делить на два класса:

- I класс — способы вскрытия рудоподъемными стволами (применяются преимущественно в равнинной местности);
- II класс — способы вскрытия рудовыдачными штольнями (применяются в гористой местности).

* Схемы подготовки с конвейерным транспортом руды здесь не рассматриваются.

Выделение отдельных способов вскрытия внутри I класса рекомендуется производить по признакам, предложенным проф. В. Р. Именитовым (табл. 7.2). В соответствии с этой схемой, например, первый помещенный в таблице способ вскрытия можно назвать так: вскрытие рудоподъемным вертикальным скиповым стволом с подземной дробильной установкой, расположенным в лежачем боку центрально, одноступенчатое, с концентрационными и промежуточными горизонтами и вспомогательным клетевым подъемом по отдельному вспомогательному стволу (рис. 7.13).

Способы вскрытия штольнями (II класс) применяются в гористой местности и зависят от расположения месторождения по отношению к уровню близлежащей долины.

Для рудных месторождений (или их участков), расположенных выше уровня долины, обычно применяют вариант вскрытия капитальной штольней с капитальным рудоспуском и вспомогательным стволом или вариант с этажными транспортными штольнями (рис. 7.14). Для месторождений, расположенных ниже уровня долины, чаще используют вскрытие вертикальным или наклонным рудоподъемным стволом, пройденным в долине или вблизи рудного тела (с гористой поверхности), а также вариант со штольней на уровне долины и слепым стволом вблизи месторождения. В последнем случае ствол может выходить на поверхность, но руда по нему все равно поднимается только до уровня штольни.

§ 3. Типы и назначение шахтных стволов

Тип шахтных стволов зависит от способа подъема и угла наклона шахтных стволов. Наиболее распространены на рудниках вертикальные стволы со скиповым (см. рис. 7.13) или клетевым подъемом руды.

Вертикальный скиповый подъем обеспечивает по сравнению с клетевым в 5—7 раз более высокую производительность при том же поперечном сечении ствола, поскольку максимальная грузоподъемность откаточных вагонеток равна 5—10 т, а скипов с донной разгрузкой доходит до 50 т и даже больше. Кроме того, скиповой подъем значительно проще автоматизировать.

С другой стороны, при скиповом подъеме больше объемы околоствольных выработок на горизонтах (особенно при использовании подземных дробильных установок и при многосортной руде), большая высота копра и глубина ствола в связи с наличием бункеров на поверхности и под землей, выше запыленность воздуха из-за значительного пылевыведения при погрузке и разгрузке скипов (в связи с чем на рудниках запрещается подавать воздух через скиповый ствол, а это влечет за собой необходимость в дополнительном вентиляционном стволе).

| Способ подъема руды | Вертикальный или наклонный рудоподъемный ствол | Расположение ствола по отношению к рудному телу | | По числу ступеней вскрытия | По наличию концентрированных горизонтов | Способы вспомогательного подъема |
|---|--|---|---------------------------------|--|--|---|
| | | вырост простирания | по простиранию | | | |
| 1. Скиповой:
а) с подземной дробильной установкой;
б) без подземной дробильной установки | 1. Вертикальный.
2. Наклонный | 1. В лежачем боку.
2. В висячем боку.
3. В рудном теле или с пересечением его | 1. Центральное.
2. Фланговое | 1. Одноступенчатое;
2. Двухступенчатое | 1. С концентрированными портом руды по всем горизонтам | 1. Клетевой по вспомогательному стволу.
2. Клетевой по рудоподъемному стволу
3. Автомобильный.
4. Канатный бесклетевой
1. Клетевой, совмещенный с подъемом руды
2. Клетевой обособленный |
| 2. Клетевой (без подземной дробильной установки) | 1. Вертикальный.
2. Наклонный | 1. В лежачем боку.
2. В висячем боку.
3. В рудном теле или с пересечением его | 1. Центральное.
2. Фланговое | 1. Одноступенчатое;
2. Двухступенчатое | 1. С концентрированными портом руды по всем горизонтам | 1. Клетевой.
2. Автомобильный.
3. Канатный бесклетевой |
| 3. Конвейерный:
а) с подземной дробильной установкой;
б) без подземной дробильной установки | Наклонный | 1. В лежачем боку.
2. В висячем боку.
3. В рудном теле или с пересечением его | 1. Центральное.
2. Фланговое | 1. Двух- и многоступенчатое.
2. Одноступенчатое | 1. С концентрированными портом руды по всем горизонтам | 1. Клетевой.
2. Автомобильный.
3. Канатный бесклетевой |

| | | | | | | |
|---|--|---|---------------------------------|-----------------|---------------------------------------|---------------|
| 4. Автомобильный (без подземной дробильной установки) | Наклонный:
а) прямой;
б) спиральный;
в) зигзагообразный | 1. В лекачем боку.
2. В висячем боку.
3. В рудном теле или с пересечением его | 1. Центральное.
2. Фланговое | Одноступенчатое | С транспортом руды по всем горизонтам | Автомобильный |
|---|--|---|---------------------------------|-----------------|---------------------------------------|---------------|

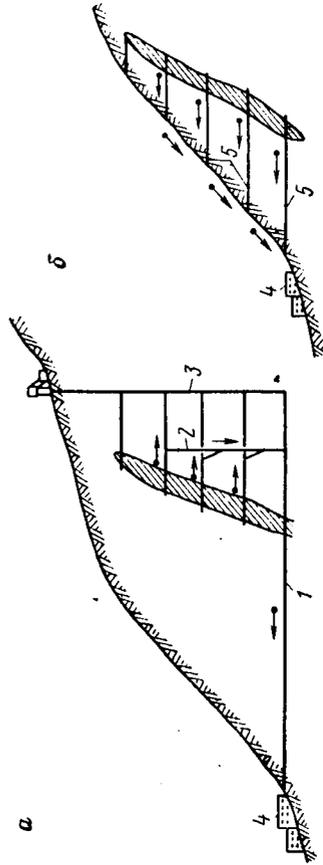


Рис. 7.14. Открытые месторождений в гористой местности:

а — кашгалыной штольней с рудоспуском и вспомогательным стволом; б — этапными штольнями; 1 — капитальная штольня; 2 — рудоспуск; 3 — вспомогательный клетевой ствол; 4 — промышленная рудника и фабрики; 5 — этапные штольни

Для крупных рудников достоинства скипового подъема особенно существенны, а недостатки смягчаются.

Одновременную выдачу руды с разных горизонтов можно обеспечить и клетевым и скиповым подъемом. Однако при двухклетевом подъеме одна из клеток будет служить только противовесом. Поэтому при значительной производительности добычи приходится либо перепускать руду на один сборный (концентрационный) горизонт, либо иметь в стволе два одноклетевых подъема с противовесами, хотя при этом нужны две подъемные машины.

При двухскиповом подъеме машинами с цилиндрическими барабанами возможна погрузка руды с двух или более горизонтов, если барабаны снабжены специальными приспособлениями фрикционного действия для перетяжки канатов. Двухскиповый подъем машинами со шкивами трения возможен только при работе с одного (концентрационного) горизонта и при глубине не менее 300—350 м, так как иначе возможно проскальзывание каната в связи со значительной разностью концевых нагрузок.

Клетевой подъем в откаточных вагонетках грузоподъемностью 8—10 т позволяет обойтись без подземных дробильных установок, даже если кондиционный кусок руды достигает 800—1000 мм. При скиповом же подъеме можно не иметь дробильных установок, если размер кондиционного куска руды не превышает 400 мм. При увеличенном кондиционном куске перед подачей в скип руда должна подвергаться механическому дроблению.

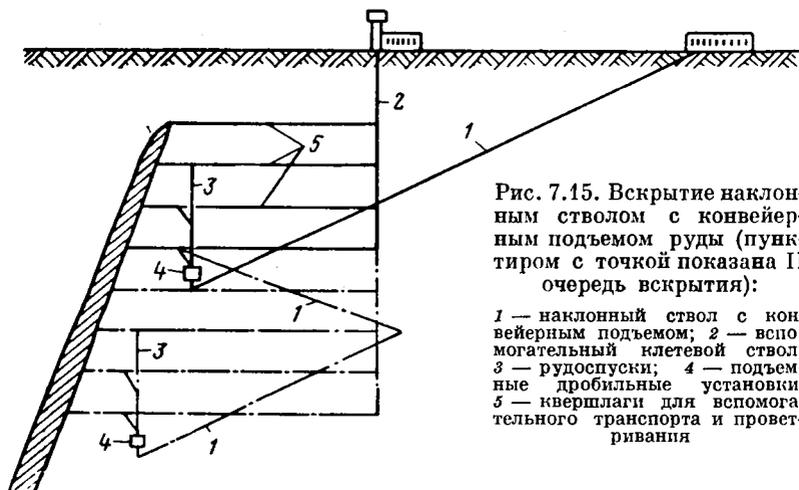
Практика работы рудников и технико-экономические расчеты показывают, что вертикальные стволы с клетевым подъемом руды обычно целесообразны на рудниках производительностью до 300—700 тыс. т в год при больших глубинах и до 1—1,5 млн. т в год при небольших (до 200—300 м) глубинах, а также и при несколько большей производительности, если руда многосортная. Вспомогательный подъем может осуществляться в тех же клетях, что и подъем руды, или в отдельных клетях в зависимости от производительности рудника.

Вертикальные стволы со скиповым подъемом руды целесообразны при больших, чем для клетевого подъема, предельных значениях производительностей, но не выше 4—7 млн. т в год. Вспомогательный подъем при этом бывает клетевой. Если же на руднике применяется крупногабаритное самоходное оборудование, то обычно выгоднее отказаться от клетевого вспомогательного подъема и пройти дополнительный наклонный ствол (под углом 6—10°) для спуска-подъема людей, материалов и оборудования автомашинами. Самоходное оборудование может перемещаться по этому стволу своим ходом.

Наклонные (под углом 20—45°) стволы со скиповым или клетевым подъемом руды на рудниках применяются редко, так как производительность подъема по ним при той же грузоподъемности меньше, чем по вертикальным стволам (для скипового подъема втрое). Кроме того, в вертикальном стволе обычно можно раз-

местить одновременно два скипа и одну или две клетки, а при наклонном стволе это потребовало бы слишком большой ширины его. Поэтому чаще всего для скипового подъема руды и вспомогательного клетового подъема приходится проходить отдельные наклонные стволы. С другой стороны, при наклонных стволах меньше длина квершлагов и проще околоствольные дворы.

Наклонные стволы со скиповым или клетевым подъемом на рудниках используют лишь при разработке наклонных залежей



ограниченной глубины (до 350—500 м), если производительность рудника невелика (до 500 тыс. т в год).

Конвейерный подъем на рудниках производится только ленточными конвейерами *, которые нормально работают, если крупность руды не превышает 150—200 м. Поэтому конвейерный подъем руды по стволам с наклоном 16—17° может производиться только после пропускания руды через подземные дробильные установки.

При конвейерном подъеме обычно вскрывают сразу несколько горизонтов, перепуская всю руду на нижний концентрационный горизонт и транспортируя ее к подземной дробилке, из которой руда поступает на ленточный конвейер (рис. 7.15).

Так как длина одного ленточного конвейера равна 300—600 м, через каждые 100—180 м высоты подъема необходима отдельная приводная станция с соответствующими камерными выработками. Например, при конвейерном подъеме с глубины 500 м приходится иметь 3—5 приводных станций.

* Колесно-ленточные конвейеры, предложенные чл.-корр. АН СССР А. О. Спиваковским, которые позволяют перемещать руду в кусках крупностью до 1—1,5 м, находятся пока в стадии промышленных испытаний.

Главным достоинством конвейерного подъема является его практически неограниченная производительность при любой глубине. Так, при ширине ленты 2000 мм конвейерный подъем на апатитовом руднике им. С. М. Кирова обеспечивает добычу руды порядка 10 млн. т в год. К недостаткам конвейерного подъема в первую очередь можно отнести увеличенную в 3,5 раза по сравнению с вертикальным длину ствола.

Наклонные стволы с конвейерным подъемом крепких и средней крепости руд целесообразно применять на очень крупных рудниках производительностью больше 5—7 млн. т в год, так как при скиповом подъеме понадобилось бы два или несколько рудоподъемных стволов. Вспомогательный подъем при этом обычно бывает клетевым по отдельному вертикальному стволу.

Возможно использование конвейерного подъема и при меньшей производительности рудника (от 1—2 млн. т в год и больше), если разрабатываются пологие месторождения очень мягких неабразивных сильно слеживающихся руд. В этом случае возможен конвейерный транспорт по этажным горизонтам и нет необходимости в подземных дробильных установках.

Подъем руды самоходным безрельсовым оборудованием находит все большее распространение на подземных рудниках. Современные автосамосвалы с дизельным приводом преодолевают подъем под углом примерно до 40° . Грузоподъемность их изменяется от 10—20 до 60—80 т и даже больше. Они могут загружаться в забое и без всяких перегрузок отвозить руду на поверхность, а при необходимости и прямо на обогатительную фабрику на расстояние до нескольких километров.

Наклонные стволы с подъемом автосамосвалами целесообразны при небольшой (до 250—300 м) глубине разработки и производительности рудника от 300 до 1500 тыс. т в год, когда эти же автосамосвалы используются для транспорта (подземного и на поверхности) добытой рудной массы. Вспомогательный транспорт производится также в автомашинах, причем у очистных блоков обычно устраиваются специальные наклонные заезды (съезды) на рабочих подэтажах. Самоходное оборудование перемещается своим ходом.

§ 4. Схемы вскрытия рудных месторождений

Схема вскрытия предопределяет расположение и очередность проведения основных вскрывающих горно-капитальных выработок.

При выборе схемы вскрытия определяют места расположения стволов (или штолен) по отношению к рудному телу; намечают общую схему проветривания; решают вопросы о ступенях и очередях вскрытия, а также о целесообразности использования концентрированных горизонтов; устанавливают порядок осушения месторождений и т. п.

Располагают рудоподъемный ствол, как правило, в лежащем боку вне зоны сдвигающих вмещающих пород (см. рис. 7.13). При пересечении стволом рудного тела сокращается длина квершлаггов, но приходится часть запасов оставлять в охранных целиках. В висячем боку закладывают ствол крайне редко (при сильно обводненных породах лежащего бока или неблагоприятном рельефе поверхности), так как при этом резко увеличивается длина квершлаггов, особенно на верхних горизонтах.

По простиранию рудоподъемный ствол располагают в центре или на фланге. При центральном расположении ствола по сравнению с фланговым сокращается длина транспортирования руды и ускоряется подготовка горизонтов, но требуется больше стволов, так как на обеих флангах нужно иметь по вентиляционному стволу. В мощных залежах центральное расположение стволов целесообразнее флангового, если длина шахтного поля по простиранию превышает 500—700 м, а при разработке маломощных залежей — 1000—1500 м. При этом рудоподъемный ствол закладывается против центра тяжести запасов вскрываемых рудных залежей, так как это обеспечивает минимальную работу транспорта.

При выборе схемы проветривания следует учитывать, что подавать свежий воздух по скиповому стволу запрещено правилами безопасности. Поэтому обычно рядом с рудоподъемным стволом (на расстоянии порядка 50 м) проходят еще один ствол, оборудованный клетевым вспомогательным подъемом. Околоствольные двory на горизонтах и промплощадка на поверхности у этих стволов общие. Свежий воздух подается по клетевому подъему, омывает горные выработки и выдается на поверхность через вентиляционные стволы, находящиеся на флангах месторождения. Скиповый ствол в отношении проветривания поддерживается нейтральным* с помощью вентиляционных дверей, установленных в околоствольных выработках на горизонтах.

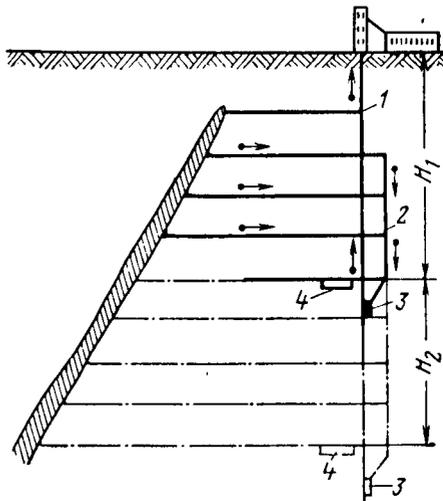
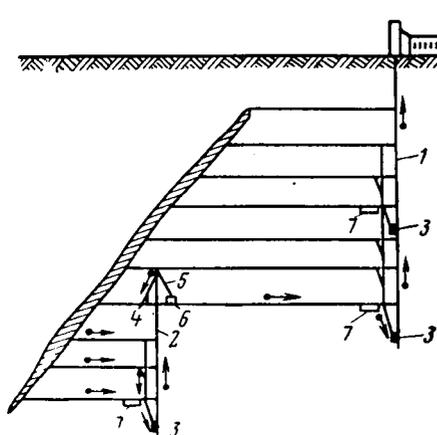


Рис. 7.16. Одноступенчатое вскрытие вертикальным рудоподъемным стволом (I и II очереди):

1 — рудоподъемный ствол; 2 — околоствольный бункер (рудоспуск); 3 — дозатор скипового подъема; 4 — водосборник; H_1 — глубина I очереди вскрытия; H_2 — шаг вскрытия

* На практике по нему все-таки выдается очень небольшое количество воздуха, чтобы в зимнее время не было обмерзания устья ствола.

Если месторождение вскрывается на всю глубину основным рудоподъемным стволом непосредственно с поверхности, то такой способ вскрытия называют одноступенчатым или простым (рис. 7.16). Если же



нижняя часть месторождения вскрывается слепым стволом, то такой способ принято называть двухступенчатым или комбинированным. Так что признаком ступенчатого вскрытия является наличие слепых рудоподъемных стволов (рис. 7.17 и 7.18).

Вскрытие месторождений ступенями вызывается обычно стремлением уменьшить длину квершлагов на нижних горизонтах, которая существенно растет с глубиной при углах падения рудного тела, меньших 50—60°.

Рис. 7.17. Двухступенчатое вскрытие вертикальными скиповыми стволами с поверхности и слепым:

1 — рудоподъемный ствол с поверхности; 2 — слепой рудоподъемный ствол; 3 — дозатор скипового подъема; 4 — разгрузочный бункер; 5 — канатный ходок; 6 — подъемная машина слепого ствола; 7 — водосборник

При двухступенчатом вскрытии слепые стволы оборудуются скиповым, клетевым или конвейерным подъемом. Пропускная способность основного ствола при этом сохраняется постоянной независимо от увеличения глубины разработки, а длина квершлагов на нижних горизонтах существенно уменьшается. Однако при скиповом или клетевом подъеме по слепому стволу приходится содержать под землей дополнительную подъемную установку, а также обеспечивать транспорт не только до слепого ствола, но и между слепым и основным стволами с дополнительными операциями по погрузке и разгрузке составов.

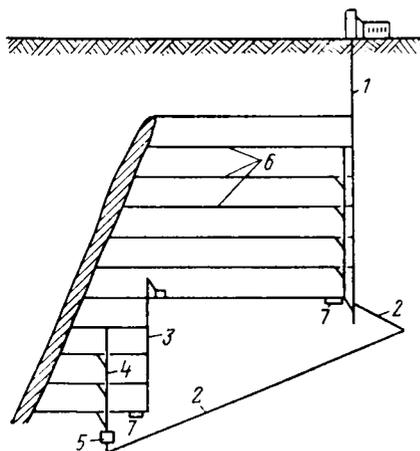


Рис. 7.18. Двухступенчатое вскрытие вертикальным скиповым стволом с поверхности (1) и наклонным слепым стволом с конвейерным подъемом руды (2):

3 — вспомогательный ствол для нижних горизонтов; 4 — рудоспуск; 5 — дробильная установка; 6 — квершлаг; 7 — водосборник

При использовании наклонного слепого ствола с конвейерным подъемом руды недостатки двухступенчатого вскрытия существенно сглаживаются.

При разработке крутопадающих месторождений со сравнительно выдержанными элементами залегания и оруденением одноступенчатое вскрытие применяется до глубины 1200—1500 м на крупных рудниках и до 1800 м на рудниках небольшой мощности*. При больших глубинах разработки целесообразно переходить на двухступенчатое вскрытие.

Однако нередко бывает, что двухступенчатое вскрытие приходится производить вынужденно и при меньших, чем указано выше, глубинах разработки. Это бывает, если в процессе эксплуатации рудника ниже вскрытых горизонтов обнаруживаются новые (ранее неизвестные) запасы руды, а действующий ствол и его подъемная установка не рассчитаны на добычу с таких глубин.

Возможны три следующих варианта решения возникшей проблемы: во-первых, использование существующего ствола без его углубки и вскрытие новых запасов слепым стволом (двухступенчатое вскрытие); во-вторых, углубка действующего ствола и вскрытие с него новых горизонтов, что практически крайне сложно осуществить, не снижая производительности рудника, так как подъемные возможности этого ствола обычно близки к предельным, и, наконец, в-третьих, проходка нового ствола с поверхности для вскрытия лишь самых нижних горизонтов, что редко оправдывается экономически. Техничко-экономическое сравнение этих вариантов обычно бывает в пользу двухступенчатого вскрытия, хотя в определенных условиях может оказаться более приемлемым второй или третий вариант.

Аналогичная ситуация характерна для многих жильных месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов, особенность которых состоит в том, что в связи с крайним непостоянством элементов залегания и оруденения в таких залежах геологи с достаточной достоверностью могут оценить как пригодные к разработке запасы руды на глубину всего 35—50 м, реже 100—200 м. Запасы на больших глубинах могут рассматриваться лишь как прогнозные и по существующим законоположениям вскрывать их нельзя, так как вероятность подтверждения прогнозных запасов крайне низкая. Поэтому при разработке жильных месторождений часто приходится применять двухступенчатое и даже многоступенчатое (до 4—6 ступеней) вскрытие.

Для достижения проектной производительности рудника и поддержания ее в течение определенного времени на заданном уровне, как правило, нет необходимости сразу проходить все

* Существует максимально возможная глубина подъема по вертикальному стволу, ограниченная прочностными характеристиками канатов на разрыв под действием собственного веса. Максимальная глубина вертикальных стволов, пройденных с поверхности, не превышает 2200—2400 м.

вскрывающие и другие горные выработки по месторождению. Часть вскрывающих выработок понадобится лишь в будущем, когда придется обрабатывать нижние горизонты месторождения.

Естественно, что строительство рудника и в том числе вскрытие обычно производят очередями, т. е. вначале вскрывают с поверхности и начинают обрабатывать верхнюю часть месторождения (I очередь вскрытия), а затем по мере необходимости последовательно вскрывают и обрабатывают по очереди нижние его части.

Глубиной I очереди вскрытия называют глубину, на которую месторождение вскрывают в период строительства рудника, т. е. до начала его эксплуатации, а шагом вскрытия — глубину, на которую месторождение вскрывают соответственно во II и последующие очереди.

Очереди вскрытия могут совпадать со ступенями вскрытия (см. рис. 7.15), но это совсем не обязательно. Часто очередями обрабатывают месторождения и при одноступенчатом (без слепых стволов) вскрытии (см. рис. 7.16).

Главным достоинством вскрытия очередями является значительное уменьшение первоначальных капиталовложений, т. е. снижение замораживаемости вложенных средств, что позволяет в масштабе государства или отрасли промышленности временно использовать высвободившиеся капитальные вложения для других целей.

При выборе глубины I очереди, шага и количества очередей вскрытия исходят из следующих соображений.

Увеличение глубины I очереди вскрытия увеличивает сроки строительства рудника и первоначальные капитальные затраты. Однако это позволяет удлинить эксплуатацию вскрытой части месторождения и отодвинуть сроки начала работ, а значит, и вложение капитальных затрат во II очередь вскрытия. Проходка ствола с поверхности значительно дешевле по сравнению с углубкой его или проходкой слепого из подземных выработок. Кроме того, работы по вскрытию II очереди приходится производить на действующем руднике, что вызывает ряд осложнений и трудностей, ухудшающих технико-экономические показатели как добычи руды на верхних горизонтах, так и горно-капитальных работ по вскрытию II очереди. Увеличение глубины I очереди вскрытия отодвигает работу с ухудшенными показателями на будущие периоды.

Итак, существуют факторы, по-разному влияющие на глубину I очереди вскрытия, а значит, для каждого конкретного рудника имеется некоторая оптимальная глубина I очереди вскрытия. Шаг вскрытия, очевидно, должен быть кратным высоте этажа. Причем если запасы этажа очень велики (например, на 10—12 лет работы и более), то шаг вскрытия принимают равным высоте этажа и по каждому этажу организуют транспортирование руды до ствола.

Обычно же целесообразнее во II и последующие очереди вскрывать сразу по несколько этажей. При этом дробильные установки, приемные бункера скипового подъема, водоотливные станции и водосборники можно сооружать только на нижнем горизонте и тем самым сократить общее их число. Транспорт руды тоже можно сконцентрировать только на нижнем горизонте, перепуская на него руду с промежуточных горизонтов по рудоспускам, расположенным в рудном теле или вблизи него. Тем самым шаг вскрытия целесообразно совместить с концентрационными горизонтами, о которых уже шла речь выше.

Увеличение шага вскрытия (расстояния между концентрационными горизонтами) сопровождается уменьшением затрат на проходку ствола; сокращением объема околовольных выработок; снижением себестоимости доставки и транспортирования руды, а также увеличением концентрации горных работ, что дает дополнительную экономию на вспомогательных работах. С другой стороны, при этом увеличивается продолжительность работ по вскрытию данной очереди и соответственно первоначальные капитальные вложения; приходится нести дополнительные затраты на проведение рудоспусков от очистных блоков промежуточных горизонтов до концентрационного; возрастают эксплуатационные расходы на поддержание выработок концентрационного горизонта в связи с увеличением срока его службы, а также увеличивается себестоимость подъема руды и водоотлива, так как всю руду и воду приходится выдавать на поверхность с самого нижнего (концентрационного) горизонта. Так что и для шага вскрытия существует оптимум по экономическим соображениям.

Практика работы передовых рудников и технико-экономические расчеты показывают, что при хорошей разведанности месторождения глубина I очереди вскрытия может достигать до 800—1200 м и более, а шаг вскрытия — от 200 до 500 и даже 700 м. На месторождениях с сильно изменчивыми горно-геологическими условиями, разведка которых на большую глубину затруднена, эти величины приходится уменьшать, хотя в общем для горнорудной промышленности наметилась четкая тенденция к увеличению глубины I очереди и шага вскрытия рудных месторождений.

§ 5. Выбор способа вскрытия месторождений

Способ вскрытия (и в том числе схему вскрытия) месторождения выбирают по методу вариантов. Для этого намечают технически возможные способы вскрытия данного месторождения и из них на основании инженерного опыта отбирают 2—4 конкурентоспособных варианта. Каждый такой вариант укрупненно прорабатывают конструктивно и оптимизируют основные его параметры в той мере, в какой это может повлиять на сравнительную экономическую оценку.

После этого для каждого конкурентоспособного варианта (в его наилучшем виде) рассчитывают величину избранного критерия оптимальности и принимают к использованию вариант с наименьшим значением этого критерия. Выбранный вариант разрабатывается детально, включая более глубокую оптимизацию и технико-экономическое обоснование всех его элементов и параметров.

В качестве критерия оптимальности при выборе способа и схемы вскрытия обычно принимают сравнительные (т. е. различающиеся по вариантам) приведенные * затраты на вскрытие месторождения или его части. Если варианты отличаются еще и уровнем потерь руды в охранных целиках, то к сравнительным приведенным затратам нужно прибавить ущерб от общешахтных потерь руды. В случаях, когда затраты производятся одновременно (разными дозами и в различные моменты времени), в критерий оптимальности нужно включать не сравнительные, а полные приведенные затраты на вскрытие и пересчитывать их на момент начала строительства рудника, т. е. выражать в современной ценности.

Итак, конкретные составляющие критерия оптимальности зависят от постановки задачи и влияющих факторов. Например, при решении вопроса о месте заложения вертикального рудоподъемного ствола (в лежачем боку за пределами зоны сдвижения пород или с пересечением рудного тела) критерий оптимальности принимает вид:

$$Z_{\text{пр}} = E_n K + \frac{1}{t} (K^* + C + Y), \quad (7.15)$$

где E_n — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($E_n = 0,12$), 1/год;
 K — капитальные затраты на проведение квершлагов в период строительства рудника, руб.;
 K^* — общие капитальные затраты на проведение квершлагов, руб.;
 C — эксплуатационные расходы на подземный транспорт и поддержание квершлагов, руб.;
 Y — ущерб от потерь руды в охранных целиках, руб.;
 t — срок службы рудника, лет;
 $\frac{1}{t} (K^* + C)$ — сравнительная составляющая годовой себестоимости добычи, руб/год.

Если же решается вопрос о целесообразности одноступенчатого вскрытия месторождения вертикальным рудоподъемным стволом в две очереди, то необходимо учесть фактор одновременности

* Как известно, приведенные затраты представляют собой сумму эксплуатационных расходов и произведения капитальных затрат на нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

затрат и тогда критерий оптимальности будет:

$$\begin{aligned} Z_{\text{пр}} = & E_n K_1 + \frac{K_1^* + C_1}{t_1} \frac{(1+E)^{t_1} - 1}{E(1+E)^{t_1}} + \\ & + \left(E_n K_2 + \frac{K_2^* + C_2}{t_2} \frac{(1+E)^{t_2} - 1}{E(1+E)^{t_2}} \right) \frac{1}{(1+E)^{t_1}}, \end{aligned} \quad (7.16)$$

где K_1, K_2 — соответственно капитальные затраты на вскрытие, вложенные в период строительства рудника и во время ввода в строй II очереди вскрытия, руб.;

K_1^*, K_2^* — то же, плюс капитальные затраты, производящиеся в течение всей I и II очередей вскрытия, руб.;

C_1, C_2 — соответственно эксплуатационные расходы на подъем, транспорт и поддержание капитальных выработок в течение I и II очередей вскрытия, руб.;

t_1, t_2 — соответственно сроки службы I и II очередей вскрытия, руб.;

E — коэффициент приведения разновременных затрат ($E = 0,08$), доли единицы.

Последнее время при технико-экономических расчетах по выбору способов и схем вскрытия все шире используют ЭВМ, с помощью которых можно быстро обсчитать очень большое количество возможных вариантов при самых различных их параметрах.

Но главное, только благодаря использованию ЭВМ появилась возможность вероятностно оценивать достоверность вскрываемых запасов и проектировать вскрытие рудных месторождений не только на основе промышленных запасов (как это делалось всегда), но также на базе перспективных и прогнозных запасов с учетом их достоверности.

Это позволяет даже при недостаточных промышленных запасах (что характерно, например, для жильных месторождений) рассматривать с учетом имеющихся перспективных запасов и экономически оценивать технически эффективные решения по вскрытию, которые ранее применялись только для месторождений со значительными запасами промышленных категорий разведанности.

При таком подходе формируется вероятностная экономико-математическая модель коэффициента эффективности капитальных вложений на вскрытие, учитывающая подтверждаемость запасов всех категорий разведанности. Эта модель обчисляется на ЭВМ с использованием метода статистических испытаний (метода Монте-Карло) и находится минимально возможная эффективность капитальных вложений с учетом риска от их потери при неподтверждении запасов. Вариант вскрытия с максимальным значением этой эффективности считается оптимальным.

§ 6. Порядок разработки рудных месторождений

Месторождение, отведенное руднику для разработки, называют рудничным полем. Рудничные поля большой протяженности могут разделяться на шахтные поля, обрабатываемые отдельными шахтами, входящими в состав рудника. Обычно комплекс горных выработок каждой шахты имеет обособленное проветривание, транспорт и подъем. Однако бывают случаи, когда подъем руды с общего концентрационного горизонта (единого для двух-трех шахт) производится по одному рудоподъемному стволу.

Деление рудничных полей на шахтные для крутых месторождений производится по простиранию и очень редко по падению, а для пологих — по площади.

Размеры шахтных полей выбираются с учетом технико-экономических соображений, а также природных ограничивающих факторов и имеют тенденции к увеличению.

Длина шахтных полей по простиранию в месторождениях средней мощности и мощных обычно составляет 0,6—1,2 км при годовой мощности шахты до 1—1,5 млн. т в год, порядка 1,5—2,5 км при мощности 2—3 млн. т в год и до 3—5 км при мощности 5—10 млн. т в год и больше.

Обрабатывают рудничные (или шахтные) поля с этажной или безэтажной выемкой.

Высота этажа на рудниках, как отмечалось выше, составляет от 30—40 до 80—100 м и более. Увеличение высоты этажа сокращает число этажных горизонтов в шахтном поле и тем самым снижает удельный объем горизонтальных вскрывающих, подготовительных и подготовительно-нарезных выработок в очистных блоках. Однако при этом увеличиваются расходы на поддержание горных выработок в связи с удлинением срока их службы, возрастают затраты на доставку материалов и оборудования к рабочим местам внутри блоков, растут потери отбитой руды на лежащем боку залежей. Кроме того, увеличение высоты этажа может сдерживаться недостаточной устойчивостью руды и вмещающих пород, а также слабой степенью разведанности запасов из-за изменчивых элементов залегания рудных тел и крайне неравномерного оруденения. Конкретные значения высоты этажа устанавливают при проектировании рудника на базе комплексной оптимизации параметров вскрытия, подготовки и очистной выемки.

Порядок отработки этажей в шахтном поле всегда нисходящий. Лишь как исключение, при пересмотре (снижении) для данного месторождения величины промминимума приходится возвращаться на верхние, ранее отработанные горизонты.

При общем нисходящем порядке отработки этажей очистная выемка ведется одновременно на нескольких этажах (обычно три-четыре и даже больше). Это вызвано главным образом тем, что руднику задается, как правило, очень напряженный план добычи по металлу, при котором директивное плановое содержа-

ние металла в добываемой рудной массе превышает среднее содержание его в готовых к выемке запасах руды. Сравнительно богатые блоки на верхних горизонтах оказываются уже отработанными и поэтому приходится ускоренно готовить богатые блоки на нижних этажах, растягивая фронт горных работ на глубину.

Порядок отработки блоков в этаже зависит от многих влияющих факторов.

Если интенсивность отработки этажа может быть сравнительно небольшой (одновременно разрабатывают четыре — шесть блоков), то применяют прямой или обратный порядок отработки блоков в этаже. При прямом порядке в принципе достаточно только рудная подготовка горизонтов, так как рудный штрек верхнего горизонта от блока до вентиляционного ствола не подработан очистной выемкой. Кроме того, для начала очистной добычи на новом этаже нет необходимости обязательно сразу проводить все откаточные выработки до флангов месторождения. Недостаток прямого порядка отработки блоков — увеличение затрат на поддержание откаточного штрека, который нужно сохранить под уже отработанными блоками на весь срок службы данного и нижележащего этажа, когда этот штрек станет вентиляционным.

При средней интенсивности отработки этажа совмещают во времени прямой и обратной порядок или ведут горные работы с делением этажа на три — пять выемочных полей, состоящих из нескольких (обычно 5—10) блоков. Внутри выемочного поля блоки разрабатывают последовательно или через один от середины поля к краям или реже наоборот.

Если же требуется максимально интенсифицировать отработку этажа, то используют одновременный порядок отработки блоков по всей длине этажа, а если применяемая система разработки не допускает совмещения очистных работ в соседних блоках, то отработывают блоки этажа в шахматном порядке.

Вышеперечисленные строго заданные варианты порядка отработки блоков в этаже практически соблюсти очень трудно. При резких колебаниях содержания металла по разным очистным блокам и напряженном плане рудника по качеству добываемой рудной массы приходится использовать выборочную последовательность отработки блоков в этаже. Такая последовательность в значительной мере, а иногда и полностью нарушает определенный геометрический порядок отработки блоков, так как в первую очередь в этаже отработывают более богатые блоки (или блоки лучше разведанные, или блоки с относительно благоприятными условиями разработки). Выборочность отработки, обеспечивая на первом этапе достижение поставленных целей, значительно ухудшает концентрацию горных работ и технико-экономические показатели работы рудника в будущие периоды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Аренс В. Ж.* Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. М., «Недра», 1975. 263 с.
2. *Байконуров О. А.* Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алма-Ата, «Наука», 1969. 606 с.
3. *Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Черняк И. Л.* Процессы подземных горных работ. М., «Недра», 1976. 408 с.
4. *Бурчаков А. С., Харченко В. А., Кафорин Л. А.* Выбор технологических схем угольных шахт. М., «Недра», 1975. 274 с.
5. *Бурчаков А. С., Зыков В. М.* Оптимизация систем разработки на угольных шахтах. М., «Недра», 1977. 199 с.
6. *Воробьев Б. М., Бурчаков А. С.* Основы технологии горного производства. М., «Недра», 1973. 287 с.
8. *Воробьев Б. М., Бурчаков А. С., Шибанев Е. В.* Надежность технологических схем и процессов угольных шахт. М., «Недра», 1975. 237 с.
8. *Горное дело (словарь).* М., «Недра», 1965. 299 с.
9. *Гринько Н. К.* О направлениях развития технологии выемки угля без присутствия людей. — «Уголь», 1976, № 6, с. 11—27.
10. *Гринько Н. К.* Основные направления развития науки и техники в десятой пятилетке. — «Уголь», 1977, № 1, с. 10—20.
11. *Именитов В. Р.* Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. М., «Недра», 1973. 463 с.
12. *Киллячков А. П.* Технология горного производства. М., «Недра», 1971. 285 с.
13. *Липкович С. М.* Основы проектирования угольных шахт. М., «Недра», 1967. 224 с.
14. *Методы оптимального проектирования угольных шахт.* Под ред. А. М. Курносова. М., «Недра», 1974. 378 с.
15. *Основные направления и нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик.* М., 1973. 120 с. (Минуглепром СССР).
16. *Охрана подготовительных выработок без целиков.* М., «Недра», 1975. 296 с. Авт.: Н. П. Бажин и др.
17. *Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт.* М., «Недра», 1976. 303 с. (Минуглепром СССР).
18. *Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах.* М., «Недра», 1973. 512 с. (Госгортехнадзор при Совете Министров СССР).
19. *Проблемы горного дела.* М., «Недра», 1974. 228 с. (ИГД им. А. А. Скочинского).
20. *Проектирование и комплексная оптимизация параметров угольных шахт.* М., «Недра», 1972. 423 с. Авт.: А. С. Бурчаков и др.
21. *Разработка пологих и наклонных пластов.* М., «Недра», 1976. 243 с. Авт. В. Д. Никитин и др.
22. *Сагинов А. С., Квон С. С., Адилев К. Н.* Методы анализа и оптимизации технологических схем угольных шахт. М., «Недра», 1974. 295 с.
23. *Создание шахт нового технико-экономического уровня.* М., «Недра», 1977. с. 423. Авт.: А. С. Кузьмич, К. П. Бетанели и др.
24. *Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых.* Под общей ред. А. С. Бурчакова. М., «Недра», 1969. 711 с.
25. *Технологические схемы очистных и подготовительных работ.* Кн. I, II. М., «Недра», 1971. 288 с.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Аккумулирующий бункер 400, 404
 Анкерная крепь 364, 403
- Балансовые запасы 26, 32
 Безнншевая выемка 393
 Безремонтное поддержание 393, 415
 Безшахтный способ добычи 444
 Безазтанная выемка 324
 Бортовой бремсберг 94
 Бремсберговое поле 63, 326
 Бункер-конвейер 397, 415
 Буросиеновая выемка 393
- Величина потерь 38
 Вентиляционный шурф 52
 Вентиляционная перемычка 205
 Ветвь онолоствольного двора:
 — клетевая 255
 — обгонная 255, 260
 — скиповая 255, 275
 Взрывная отбойка 477
 Висячий бок 99, 113
 Вмещающие породы 36
 Внутришахтный транспорт 184
 Восстающая сивакина 424
 Вспомогательный ствол 169
 Выбросоопасный пласт 337
 Выемочное поле 50, 63, 119
 Выемочный участок 125, 127
- Газоносность 10, 19, 60
 Газоотводящая скважина 451
 Газовая защита 395
 Газовое давление 329
- Гезевк:**
 — наклонный 169
 — промежуточный 170
 — углеспускной 135
 — атажный 213
- Геологические запасы 24
 Геотехнологический метод добычи 445
 Гибкое перекрытие 137, 140
- Гидроподъем 275
 Гидромонитор 357
 Гидроотбойка 364
 Глухой забой 60
 Горный удар 21, 47
 Горный отвод 48
 Горная масса 275, 415
 Горное предприятие 24, 48
 Горизонтальный слой 116
- Движение запасов 34
 Дегазации 60, 417, 418
 Депрессии 99, 112
 Деформация выработки 321
 Диагональная полоса 356
- Загрузочная камера 268
- Закладка:**
 — гидравлическая 126, 394
 — пневматическая 135
 Закладочная печь 124, 127
 Задний бремсберг 153
 Зайловна 114
 Запасной выход 407
- Затраты:**
 — будущих лет 252
 — замыкающие 38
 — первоначальные 233
 — приведенные 252, 522
 — учетные 191
 Заходна 115, 130, 356
 Защитный пласт 328, 332
- Инвентарная крепь 405
 Инертная пыль 300
 Индивидуальная подготовка 169, 170
 Индивидуальная крепь 394
 Интенсификация работ 371, 411, 413
 Искусственная кровля 504
 Исходящая струя 56
- Канатная дорога 297
 Канал газификации 447
 Канализация шахтных вод 314
 Капитальная выработка 145, 208
 Категория шахты 20
 Качающаяся площадна 306
 Клетевой подъем 211, 513
 Клеваянная плоскость 60
 Компенсатор высоты 306
 Компенсационная камера 496
 Концентрация горных работ 199, 371, 411
 Концентрационный горизонт 504
 Копер 289, 300
 Короткозамедленное взрывание 498
- Крепь:**
 — анкерная 89, 401
 — бортовая 120
 — каркасная 338, 341
 — органная 89, 401
 — сопряжения 408
 — штанговая 109
 — шитовая 97
- Критерии эффективности 377
 Крыло шахтного поля 47, 49, 69
 Кровля 112
 Коэффициент крепости горных пород 345
- Лежачий бок 99, 113, 119
 Линия очистных забоев 102
 Локальная выемка защитного пласта 336
- Магазиный уступ 72
 Массив угля 88
 Математическое ожидание 441
 Межслоевая толща 116, 145
 Метод вариантов 252
 Метанообильность 5
 Механизированный комплекс 409
 Монтажная камера 99
 Монтажный слой 138, 140
 Мощность пласта:
 — вертикальная 28
 — вынимаемая 36
 — истинная 30
 — подсчетная 30
 Мощность междупластья 322
- Надрabотка пласта 321, 330
 Надшахтное здание 289, 300
 Наклонный слой 116
 Нисходящее проветривание 56, 96
 Нормативные потери 36, 37
- Обводненность 21
 Обогащение угля 289
 Обогательная фабрика 295
 Обрушенная порода 59
 Обрушение кровли 142, 192
 Обратная связь 377
 Обратный порядок 408, 456
 Общие шахтные потери 33
 Объемная масса 28, 34
 Одноступенчатое вскрытие 517, 522
 Онолоствольный двор 255, 259, 285
 Опасный пласт 330
 Опорное давление 54, 63, 326
 Опрокидыватель 306, 307

Оптимум потерь 495
Основные фонды 411, 416
Отбойка руды 489
Отжим угля 326
Охрана выработок:
— бутовой полосой 54, 60, 103
— кострами 67
— угольным цементом 60, 64, 76
Очистной блок 479

Панель 47, 51, 505
Параллельный ходок 212
Передовая скважина 345
Перегружатель 403
Петрографическая структура 17
Поворотная платформа 301
Погрузка:

— бункерная 311
— безбункерная 293, 298
Поддержание выработки 63
Подготовка пласта:
— пластовая 80, 167, 467
— полевая 81, 167
Подземный газогенератор 448
Подработка пласта 321, 330
Подтажная гидростойка 364
Полная закладна 61
Полоса 124, 127
Попутная добыча 456
Поперечно-наклонный слой 116
Породный ствол:
— конусный 296, 297
— плоский 297

Порядок отработки 53, 329, 524
Посадочные кулаки 306

Потолкоуступный забой 345
Приемная площадка 301
Принудительное обрушение 137
Проборазделочная машина 294

Проведение штроков:
— узким забоем 67, 79
— широким забоем 67, 70
— впрысчку 102
— с подрывкой 69

Проветривание:
— обособленное 64, 65, 79
— последовательное 75
— последовательное с подсыжением 89
— нисходящее 401

Проектные потери 33, 501
Производственная мощность 41
Производительность пласта 31, 164
Проминимум 473, 498
Промышленные запасы 422
Просек 357
Путевой ходок 120

Разгрузка пласта 329
Разгрузочная яма 261, 275
Разубоживание 481, 498
Рассечка 156
Рекультивация поверхности 298
Реконструкция шахты 416, 420
Релаксация напряжения 327
Рудное тело 473, 479
Рудная масса 479, 483
Рудоспуск 492, 505
Рудоподъемный ствол 508, 517
Рудовыдачная штольня 510
Рядовой уголь 8, 416

Самходная вагонетка 415, 425
Сбойка 110, 139, 404
Сборный штрэк 92, 110

Свита пластов 57, 200
Селективная выемка 325, 478
Система проветривания шахты 205
Скважинная отбойка 496
Скиповой подъем 211, 512
Складирование угля
Скреперная доставка 489
Слепой ствол 200
Сортировка угля 289
Сотрясательное варьвание 338
Способ выемки 59, 62
Срубная крепь 506
Степень углефикации 18
Схема проветривания:
— прямоточная 147, 173
— возвратноточная 79, 93
Схема обмена вагонок 301, 303

Технологическая модель 377
Технологический комплекс поверхности 286

Технологический цикл 124
Товарный уголь 9
Толкатель 281, 307
Топливный баланс 48
Топология горных выработок 372
Торпедирование пласта 341, 346
Транспорт:
— автомобильный 510
— канатный 293, 311
— конвейерный 147, 155
— трубопроводный 293
— электровозный 147, 155
Транспортный горизонт 123

Угольный комплекс 286
Углубка ствола 199
Углубочное отделение 200
Угленосность 460
Угол сдвижения пород 323
Угольный комплекс 286
Угрожаемый пласт 337
Узел сопряжения 65, 66
Уклонное поле 50, 180
Управление кровлей:
— полное обрушение 80, 85
— полная закладна 80, 118
— удержание на кострах 80
— плавное опускание 85
Упроченная закладна 422
Уровень потерь 36, 78
Уступ 71

Хвосты 473
Ходок 212, 217, 365

Целики:
— барьерный 90, 92, 336
— междуканерный 110
— междускважинный 147
— предохранительный 168
— противопожарный 169

Шаг:
— вскрытия 520, 521
— закладки 123, 124, 349
— обрушения 89
— углубки 240
Шахтный фонд 10
Шахтное поле 47, 50
Штанговая крепь 109

Эксплуатационные потери 33, 100

О Г Л А В Л Е Н И Е

| | Стр. |
|---|-----------|
| Предисловие | 3 |
| Введение | 4 |
| Р А З Д Е Л П Е Р В Ы Й | |
| Общие сведения о горно-геологических условиях залегания угольных месторождений, запасах и стадиях их отработки во времени и пространстве | |
| Г л а в а I. Технологическая характеристика объекта | 17 |
| § 1. Природа образования, физико-химические и механические свойства каменного угля | 17 |
| § 2. Основные горно-геологические характеристики залегания угольных пластов | 18 |
| § 3. Горно-геологические условия основных угольных бассейнов СССР | 21 |
| Г л а в а II. Запасы полезных ископаемых. Потери полезных ископаемых при разработке, порядок их нормирования и учета. Мощность шахты | 24 |
| § 1. Запасы полезного ископаемого и их классификация | 24 |
| § 2. Подсчет запасов угля | 25 |
| § 3. Параметры подсчета запасов и их обоснование | 26 |
| § 4. Методы подсчета запасов | 28 |
| § 5. Запасы угля в шахтном поле. Потери | 31 |
| § 6. Учет балансовых запасов | 34 |
| § 7. Учет фактических потерь угля при добыче | 36 |
| § 8. Нормирование и экономическая оценка потерь угля при добыче | 37 |
| § 9. Охрана недр и требования к их использованию при подземной разработке пластовых месторождений полезных ископаемых | 39 |
| § 10. Мощность и срок службы шахты | 41 |
| Г л а в а III. Отработка запасов шахтных полей | 47 |
| § 1. Общие сведения | 47 |
| § 2. Шахтные поля | 47 |
| § 3. Деление шахтного поля на части | 49 |
| § 4. Порядок и направление отработки шахтного поля | 53 |
| § 5. Порядок и очередность отработки пластов в свите | 57 |
| Р А З Д Е Л В Т О Р О Й | |
| Системы разработки пластовых месторождений | |
| Г л а в а I. Классификация систем разработки | 59 |
| § 1. Факторы, влияющие на выбор систем разработки | 59 |
| § 2. Классификация систем разработки | 62 |
| Г л а в а II. Сплошные системы разработки | 63 |
| § 1. Сущность сплошных систем разработки | 63 |
| § 2. Основные элементы сплошных систем разработки | 65 |

| | Стр. |
|---|------------|
| § 3. Разновидности сплошной системы разработки лава-этаж (ярус) | 68 |
| § 4. Разновидности сплошной системы разработки с делением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы) | 72 |
| § 5. Область применения сплошных систем разработки | 77 |
| Глава III. Системы разработки длинными столбами | 78 |
| § 1. Сущность столбовых систем разработки | 78 |
| § 2. Разновидности систем разработки длинными столбами лава-этаж (ярус) | 80 |
| § 3. Разновидности системы разработки длинными столбами с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы) | 85 |
| § 4. Разновидности системы разработки длинными столбами по падению (восстанию) | 92 |
| § 5. Разновидности системы разработки длинными столбами при горизонтальном залегании пластов | 101 |
| § 6. Область применения систем разработки длинными столбами | 102 |
| Глава IV. Комбинированные системы разработки | 103 |
| § 1. Сущность комбинированных систем разработки | 103 |
| § 2. Комбинированная система с отработкой этажа (панели) в нисходящем (восходящем) порядке | 103 |
| § 3. Разновидности комбинированной системы разработки лавами по падению (восстанию) | 105 |
| § 4. Область применения комбинированных систем разработки | 106 |
| Глава V. Системы разработки короткими очистными забоями | 107 |
| § 1. Сущность систем разработки короткими очистными забоями | 107 |
| § 2. Разновидности камерной системы разработки | 109 |
| § 3. Камерно-столбовая система разработки | 114 |
| § 4. Система разработки короткими столбами | 115 |
| § 5. Область применения систем разработки короткими очистными забоями | 116 |
| Глава VI. Системы разработки наклонными слоями | 116 |
| § 1. Сущность систем разработки наклонными слоями | 116 |
| § 2. Разновидности систем разработки наклонными слоями с обрушением кровли | 118 |
| § 3. Разновидности системы разработки наклонными слоями с закладкой | 122 |
| § 4. Область применения систем разработки наклонными слоями | 128 |
| Глава VII. Системы разработки поперечно-наклонными слоями | 129 |
| § 1. Сущность системы разработки поперечно-наклонными слоями | 129 |
| § 2. Разновидности системы разработки поперечно-наклонными слоями с закладкой | 129 |
| Глава VIII. Системы разработки горизонтальными слоями | 132 |
| § 1. Сущность систем разработки горизонтальными слоями | 132 |
| § 2. Разновидности системы разработки горизонтальными слоями с обрушением кровли | 132 |
| § 3. Разновидности системы разработки горизонтальными слоями с закладкой | 134 |
| § 4. Область применения системы разработки горизонтальными слоями | 137 |

| | |
|--|-----|
| Глава IX. Системы разработки с принудительным обрушением и выпуском угля | 137 |
| § 1. Сущность систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля под гибким перекрытием | 137 |
| § 2. Разновидности систем разработки с поэтажным обрушением | 138 |
| § 3. Разновидности систем разработки столбами по падению под гибким перекрытием | 140 |
| § 4. Область применения систем разработки с принудительным обрушением и выпуском угля | 145 |
| Глава X. Системы разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое | 145 |
| § 1. Сущность систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое | 145 |
| § 2. Система разработки с бурошнековой выемкой угля | 145 |
| § 3. Система разработки полосами по восстанию с выемкой угольными пилами | 149 |
| § 4. Система разработки с выемкой угля комбайнами и стругами без постоянного присутствия людей в забое | 151 |
| § 5. Область применения систем разработки без постоянного присутствия людей в очистном забое | 151 |
| Глава XI. Определение основных параметров систем разработки | 153 |
| § 1. Определение длины выемочного поля по простиранию | 153 |
| § 2. Определение длины выемочного поля по противопожарному фактору | 156 |
| § 3. Определение взаимного положения очистных и подготовительных забоев | 157 |
| § 4. Выбор системы разработки * | 162 |
| РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ | |
| Системы подготовки пластовых месторождений | |
| Глава I. Классификация систем подготовки | 166 |
| § 1. Требования к системам подготовки | 166 |
| § 2. Основные элементы систем подготовки | 167 |
| § 3. Классификация систем подготовки шахтных полей | 170 |
| Глава II. Системы погоризонтной подготовки | 172 |
| § 1. Сущность погоризонтной подготовки | 172 |
| § 2. Системы погоризонтной подготовки для индивидуальной отработки пласта | 172 |
| § 3. Системы погоризонтной подготовки для групповой отработки пластов | 173 |
| § 4. Область применения погоризонтной подготовки | 174 |
| Глава III. Системы панельной подготовки | 174 |
| § 1. Сущность панельной подготовки | 174 |
| § 2. Системы панельной подготовки для индивидуальной отработки пластов | 175 |
| § 3. Системы панельной подготовки для групповой отработки пластов | 176 |
| § 4. Область применения панельной подготовки | 177 |
| Глава IV. Системы этажной подготовки | 178 |
| § 1. Сущность этажной подготовки | 178 |

| | Стр. |
|---|------------|
| § 2. Системы этажной подготовки для индивидуальной отработки пластов | 179 |
| § 3. Системы этажной подготовки для групповой отработки пластов | 181 |
| § 4. Область применения этажной подготовки | 184 |
| Глава V. Определение основных параметров систем подготовки | 184 |
| § 1. Определение наклонной высоты этажа (яруса) и длины действующих очистных забоев | 185 |
| § 2. Определение размера панели по простиранию | 186 |
| § 3. Определение рациональной длины лавы по техническим и экономическим факторам | 192 |
| § 4. Определение расстояния между промежуточными квершлагами | 196 |
| РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ | |
| Системы вскрытия пластовых месторождений | |
| Глава I. Классификация систем вскрытия | 199 |
| § 1. Факторы, влияющие на выбор системы вскрытия | 199 |
| § 2. Основные и дополнительные вскрывающие выработки | 200 |
| § 3. Классификация систем вскрытия шахтных полей | 202 |
| Глава II. Системы вскрытия вертикальными стволами | 202 |
| § 1. Сущность систем вскрытия шахтных полей вертикальными стволами | 202 |
| § 2. Системы вскрытия вертикальными стволами без дополнительной вскрывающей выработки | 202 |
| § 3. Системы вскрытия вертикальными стволами и капитальными квершлагами | 205 |
| § 4. Системы вскрытия вертикальными стволами и погоризонтными квершлагами | 207 |
| § 5. Системы вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами | 209 |
| § 6. Системы вскрытия вертикальными стволами и наклонными квершлагами (скатами) | 212 |
| § 7. Системы вскрытия вертикальными стволами и капитальными (этажными) гезенками | 214 |
| § 8. Область применения систем вскрытия вертикальными стволами | 218 |
| Глава III. Системы вскрытия наклонными стволами | 219 |
| § 1. Системы вскрытия наклонными стволами без дополнительных вскрывающих выработок | 219 |
| § 2. Системы вскрытия наклонными стволами с дополнительными вскрывающими выработками | 221 |
| § 3. Область применения систем вскрытия наклонными стволами | 224 |
| Глава IV. Системы вскрытия штольней | 225 |
| § 1. Сущность систем вскрытия штольней | 225 |
| § 2. Системы вскрытия штольней с этажными квершлагами, слепыми стволами и гезенками | 226 |
| Глава V. Комбинированные системы вскрытия | 229 |
| § 1. Сущность комбинированных систем вскрытия шахтных полей | 229 |

| | Стр. |
|---|------------|
| § 2. Комбинированные системы вскрытия с главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами | 230 |
| § 3. Комбинированная система вскрытия штольнями, главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами с капитальными квершлагами | 232 |
| Г л а в а VI. Выбор места заложения стволов | 233 |
| § 1. Определение места заложения главного ствола при вскрытии отдельного пласта | 233 |
| § 2. Определение места заложения главного ствола при вскрытии свиты пластов | 235 |
| § 3. Влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на выбор места заложения главного ствола | 237 |
| § 4. Взаимное расположение стволов в шахтном поле | 238 |
| Г л а в а VII. Определение основных параметров систем вскрытия | 240 |
| § 1. Определение высоты горизонта | 240 |
| § 2. Определение размеров шахтного поля * | 245 |
| § 3. Выбор системы вскрытия шахтного поля методом вариантов | 252 |
| Г л а в а VIII. Околоствольные дворы | 254 |
| § 1. Типы околоствольных дворов | 254 |
| § 2. Выработки околоствольного двора | 260 |
| § 3. Пропускная способность околоствольных дворов | 263 |
| § 4. Камеры околоствольных дворов | 266 |
| § 5. Объем околоствольных дворов и камер | 269 |
| § 6. Защита выработок околоствольного двора от влияния горных работ | 270 |
| § 7. Околоствольные дворы при наклонных стволах | 270 |
| § 8. Околоствольные дворы гидрошахт | 273 |
| § 9. Технологические схемы околоствольных дворов высокопроизводительных угольных шахт | 275 |
| § 10. Выбор типа околоствольного двора | 285 |
| Г л а в а IX. Поверхность шахт | 286 |
| § 1. Технологические комплексы поверхности угольных шахт | 286 |
| § 2. Технологический комплекс главного (скипового) ствола | 289 |
| § 3. Технологический комплекс вспомогательного (клетевого) ствола | 300 |
| § 4. Административно-бытовой комбинат | 311 |
| § 5. Внешний транспорт, водоснабжение и канализация | 311 |
| § 6. Генеральный план поверхности шахты | 315 |
| Р А З Д Е Л П Я Т Ы Й | |
| Особые случаи разработки пластовых месторождений | |
| Г л а в а I. Разработка сближенных пластов | 321 |
| § 1. Общие сведения | 321 |
| § 2. Разработка пологих сближенных пластов | 324 |
| § 3. Разработка крутых сближенных пластов | 325 |
| Г л а в а II. Разработка пластов, подверженных горным ударам | 326 |
| § 1. Общие сведения | 326 |
| § 2. Природа и механизм проявления горных ударов | 326 |
| § 3. Предупреждение горных ударов | 327 |
| Г л а в а III. Разработка пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа | 328 |

| | |
|--|------------|
| § 1. Общие сведения | 328 |
| § 2. Опережающая разработка защитных пластов | 329 |
| § 3. Способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа при вскрытии угольных пластов | 337 |
| § 4. Вскрытие выбросоопасных угольных пластов стволами и квершлагами | 338 |
| § 5. Способы предотвращения внезапных выбросов | 342 |
| § 6. Региональные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа на незащищенных пластах | 342 |
| § 7. Локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа | 344 |
| § 8. Требования к разработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа | 347 |
| Глава IV. Подземная гидравлическая добыча угля | 349 |
| § 1. Общие сведения | 349 |
| § 2. Особенности вскрытия и подготовки угольных пластов при подземной гидродобыче | 350 |
| § 3. Системы разработки при подземной гидродобыче | 353 |
| § 4. Основные направления развития технологии гидравлической добычи и транспортирования угля | 368 |
| РАЗДЕЛ ШЕСТОЙ | |
| Технологические схемы шахт | |
| Глава I. Классификация качественных характеристик технологических схем шахт | 371 |
| § 1. Требования к технологическим схемам угольных шахт | 371 |
| § 2. Классификация качественных характеристик технологических схем угольных шахт | 372 |
| Глава II. Принципы конструирования технологической схемы шахты на основе системного подхода | 376 |
| § 1. Основные методические положения | 376 |
| § 2. Функция цели системы «шахта» | 377 |
| § 3. Ограничения системы «шахта» | 378 |
| § 4. Подсистемы в системе «шахта» | 378 |
| § 5. Связи подсистем в системе «шахта» | 386 |
| § 6. Выход системы «шахта» | 388 |
| Глава III. Технологические схемы подготовки и отработки выемочных полей | 393 |
| § 1. Основные принципы и методические положения разработки технологических схем | 393 |
| § 2. Узлы сопряжений горизонтальных и наклонных выработок | 395 |
| § 3. Технологические схемы подготовки и отработки пологих и наклонных пластов | 399 |
| § 4. Технологические схемы подготовки и отработки крутонаклонных и крутых пластов | 406 |
| § 5. Технико-экономическая эффективность технологических схем подготовки и отработки | 409 |
| Глава IV. Технологические схемы высокопроизводительных угольных шахт | 411 |
| § 1. Основные принципы создания высокопроизводительных угольных шахт | 411 |

| | |
|--|------------|
| § 2. Технологическая схема высокопроизводительной угольной шахты для условий Донбасса | 413 |
| § 3. Технологические схемы высокопроизводительных шахт применительно к горно-геологическим условиям залегания мощных пологих пластов с углами падения до 35° для Карагадинского и Кузнецкого бассейнов | 417 |
| § 4. Технологическая схема высокопроизводительной шахты для разработки крутых и наклонных пластов в условиях Кузнецкого бассейна | 422 |
| Г л а в а V. Основные принципы воспроизводства запасов в шахтном поле | 426 |
| § 1. Основные понятия и определения | 426 |
| § 2. Процесс воспроизводства горных выработок | 426 |
| § 3. Система управления воспроизводством запасов | 431 |
| Г л а в а VI. Оценка технологических схем шахт | 434 |
| § 1. Общие сведения | 434 |
| § 2. Показатель уровня технологии шахты | 435 |
| § 3. Показатель уровня концентрации работ | 436 |
| § 4. Показатель уровня интенсификации горных работ | 437 |
| § 5. Оценка надежности структурной и технологической схем шахты | 438 |
| Г л а в а VII. Технологические схемы подземной добычи угля в будущем | 444 |
| § 1. Общие сведения | 444 |
| § 2. Подземная газификация угля | 446 |
| § 3. Подземное гидрирование углей | 452 |
| § 4. Скважинная гидродобыча угля (СГД) | 453 |
| Г л а в а VIII. Особенности вскрытия и подготовки шахтных полей за рубежом | 455 |
| § 1. Вскрытие и подготовка угольных пластов в США | 455 |
| § 2. Вскрытие и подготовка угольных пластов в Великобритании | 458 |
| § 3. Вскрытие и подготовка угольных пластов в ФРГ | 461 |
| § 4. Вскрытие и подготовка угольных пластов на шахтах Франции | 467 |
| § 5. Вскрытие и подготовка угольных пластов в Японии | 469 |
| § 6. Основные системы вскрытия пластов на шахтах ПНР | 470 |
| Р А З Д Е Л С Е Д Ь М О Й | |
| Особенности подземной разработки рудных месторождений | |
| Г л а в а I. Общие положения | 474 |
| § 1. Основные понятия, классификация форм и элементов залегания рудных тел | 474 |
| § 2. Особенности рудных месторождений, влияющие на технологию разработки и способы механизации горных работ | 478 |
| § 3. Показатели извлечения руды при добыче | 481 |
| Г л а в а II. Характерные системы разработки рудных месторождений | 487 |
| § 1. Основы классификации систем разработки | 487 |
| § 2. Сплошная система разработки | 488 |

| | Стр. |
|---|------------|
| § 3. Система разработки с подэтажной отбойкой | 490 |
| § 4. Система разработки с отбойкой из магазинов | 494 |
| § 5. Система этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды | 495 |
| § 6. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой | 500 |
| § 7. Система разработки с нисходящей слоевой выемкой и твердеющей закладкой | 502 |
| Г л а в а III. Подготовка и вскрытие рудных месторождений | 504 |
| § 1. Классификация и схемы подготовки горизонтов | 504 |
| § 2. Классификация способов вскрытия рудных месторождений | 510 |
| § 3. Типы и назначение шахтных стволов | 511 |
| § 4. Схемы вскрытия рудных месторождений | 516 |
| § 5. Выбор способа вскрытия месторождений | 521 |
| § 6. Порядок разработки рудных месторождений | 524 |
| Список литературы | 526 |
| Предметный указатель | 527 |

ИБ № 2688

*Анатолий Семенович Бурчаков, Николай Константинович Гринько,
Александр Борисович Ковальчук*

**Технология подземной разработки пластовых
месторождений полезных ископаемых**

Редактор издательства *И. В. Коваль*
 Переплет художника *Ю. А. Ноздрин*
 Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
 Технический редактор *Т. Г. Сивова*
 Корректор *М. П. Курилева*

Сдано в набор 19.08.77. Подписано в печать 26.01.78. Т-02923
 Формат 60 × 90^{1/16}. Бумага № 2 Гарнитура обычн. Печать высокая Печ. л. 33,5
 Уч.-изд. л. 38,51 Тираж 10 000 экз. Заказ 439/7097—10 Цена 1 р. 60 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12 Третьяковский проезд, 1/19.
 Ленинградская типография № 6 Союзполиграфпрома
 при Государственном комитете Совета Министров СССР по делам издательств,
 полиграфии и книжной торговли
 196006, Ленинград, Московский пр., 91.