

**В.И. Городниченко
А.П. Дмитриев**

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА

*Допущено Учебно-методическим
объединением вузов Российской Федерации
по образованию в области горного дела
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по направлению «Горное дело»
(квалификация — бакалавр техники
и технологии) и по специальности
« Физические процессы горного
или нефтегазового производства»
направления подготовки
«Горное дело»*

Научная библиотека ПГТУ



200024 3753

А

**МОСКВА
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
2008**

ПРЕДИСЛОВИЕ

Горное дело — это область деятельности человека, включающая в себя горную науку и горное производство, охватывающая всю совокупность способов разведки месторождений полезных ископаемых, строительства и эксплуатации горно-добывающих предприятий и предприятий первичной переработки и обогащения минерального сырья, строительства подземных сооружений с целью освоения природных ресурсов недр Земли.

Дисциплина «Основы горного дела» является одной из первых дисциплин цикла «Технология горного производства» для горных инженеров, обучающихся по специальности 130401.

Основная цель преподавания дисциплины — обучение студентов пониманию терминологии, принципов и методов освоения месторождений полезных ископаемых открытым, подземным, скважинным и другими способами, включая вопросы первичной переработки и обогащения минерального сырья, требования к его качеству и комплексному использованию.

Изучение дисциплины должно способствовать успешному проведению учебной практики, последующему изучению цикла дисциплин «Технология горного производства», а также дисциплин по специализации «Физические процессы горного производства».

При подготовке учебника авторы опирались на опыт преподавания данной дисциплины на кафедре Физики горных пород и процессов МГГУ для специальности 130401, сущность которого была сведена, во-первых, к учету уровня знаний студентов на этапе преподавания дисциплины для обеспечения усвоения студентами материала учебника, во-вторых, к изложению вопросов, имеющих наиболее общий характер для инженерной деятельности специалистов данного профиля, в-третьих, к мотивации приобретения студентами дополнительных знаний путем самостоятельной работы с научно-технической литературой и, в-четвертых, к побуждению участия студентов в изучении процессов и решении технических задач, связанных с добычей, переработкой и комплексным использованием минерального сырья.

Дисциплину изучают на первом и втором курсах посредством прослушивания лекций и выполнения практических работ с последующим закреплением знаний при курсовом проектировании.

В результате изучения дисциплины студент должен освоить терминологию и получить представление о перспективах развития горной промышленности, основных горно-добывающих регионах страны, видах продукции горных предприятий и основных ее потребителях, элементах залегания месторождений полезных ископаемых, горных выработках, видах горных предприятий, процессах и технологиях горного производства.

Студент должен уметь графически изобразить месторождения полезных ископаемых и элементы их залегания, схемы вскрытия, подготовки и очистной выемки при различных условиях залегания и свойствах горных пород, горизонтальные, вертикальные и наклонные горные выработки, схемы их проветривания и водоотлива. Студент должен суметь правильно выбрать форму поперечного сечения горных выработок, способ их поддержания, вид крепи в различных горно-геологических условиях, способ разрушения и перемещения горных пород с различными физическими и технологическими свойствами. Он должен быть способен выполнить простые расчеты параметров горных работ (размеры поперечного сечения горных выработок, рабочих площадок уступов карьеров, расход ВВ, показатели извлечения минерального сырья и др.).

Изучение дисциплины базируется на знаниях разделов общетеоретических и общетехнических дисциплин, в том числе химии, инженерной графики и геологии.

Части I и II написаны В.И. Городниченко и А.П. Дмитриевым, часть III — совместно В.М. Авдохиным и В.И. Городниченко.

Учение без размышления бесполезно,
но и размышление без учения опасно.

Конфуций (ок. 551—479 гг. до н.э.)

ВВЕДЕНИЕ

Полезные ископаемые, располагающиеся в земной коре в пределах территории страны, образуют ее минерально-сырьевую базу. Эти природные ресурсы называют богатством недр государства.

Добычу полезных ископаемых обеспечивают горно-добывающие отрасли промышленности, перспективы развития которых зависят прежде всего от состояния природных ресурсов. Их освоение играет важнейшую роль в развитии экономики России.

В нашей стране выявлены в промышленных концентрациях все виды минерального сырья, используемого в мировой практике.

Оценка прогнозных ресурсов, которую сегодня осуществляют в основном до глубины освоенных промышленностью недр, составляющей для твердых полезных ископаемых около 1 км, свидетельствует о том, что в России в обозримом будущем исчерпания минеральных ресурсов не предвидится, тем более что результаты исследований сверхглубоких скважин подтверждают наличие промышленных концентраций полезных компонентов на глубинах до 10 км.

По данным Министерства природных ресурсов России, в нашей стране 60—70 % запасов важнейших видов полезных ископаемых сосредоточено в ограниченном числе крупных месторождений. В настоящее время сохраняют свое значение освоенные крупные месторождения полезных ископаемых и имеют большие перспективы развития месторождения в регионах Сибири, Дальнего Востока и Севера (табл. 1 и 2).

В Сибири находится около 84 % разведанных запасов угля России (категории А, В, С₁), из них бурых и каменных углей примерно поровну. В этих запасах сосредоточено до 90 % коксующихся углей России и около 85 % особо ценных для коксования углей марок ГЖ, Ж, КЖ, К, ОС.

В настоящее время в Сибири, включая республику Саха, добывается около 70 % углей России. Как считают эксперты, этот показатель будет возрастать в связи с сокращением добычи угля в европейской части страны, а также на Урале и Дальнем Востоке. Можно предположить, что основная роль в обеспечении потребностей страны в углях в будущем будет принадлежать Кузбассу.

Региональная структура добычи, запасов и прогнозных ресурсов бокситов, руд железа, никеля, свинца, цинка, олова, золота, которые в значительной мере создают минерально-сырьевую базу металлургии России, представлена в табл.3.

Повышение эффективности производства имеет особое значение для горно-добывающих отраслей промышленности, которые обеспечивают топливом, минеральным сырьем и материалами многие отрасли экономики страны: черную и цветную металлургию, энергетику, химическую, строительных материалов, сельское хозяйство и др.

Результаты работы горных предприятий в значительной степени определяют уровень эффективности производства во всех других отраслях, потребляющих их продукцию.

Так, в общих затратах на производство цветных металлов затраты на добычу руды составляют более 50 %. В затратах на производство электроэнергии 60—70 % составляют затраты на топливо.

Повышение эффективности горного производства должно осуществляться путем его технического перевооружения, обеспечивающего снижение затрат на производство продукции, повышение качества продукции, экономное и рациональное использование трудовых и материальных ресурсов, комплексное освоение богатства земных недр.

Таблица 1

Региональная структура запасов и добычи угля, %, в России

Регион	Запасы	Добыча
Кемеровская обл.	47	36
Красноярский край	24	15
Республика Коми	4	8
Иркутская обл.	4	6
Республика Саха (Якутия)	4	4
Ростовская обл.	3	6
Республика Хакасия	3	2
Читинская обл.	2	3
Амурская обл.	1	1,8
Приморский край	1	4
Тульская обл.	1	1
Сахалинская обл.	1	1
Республика Бурятия	1	1
Хабаровский край	0,6	0,6
Челябинская обл.	0,2	2,5

Таблица 2

Региональная структура запасов угля, млн т, по Сибири

Угленосная территория	Запасы	
	разведанные	промышленные
Кузнецкий бассейн	11708,6	7728,9
Капско-Ачинский бассейн	5920,5	5508,1
Горловский бассейн	168,2	131,5
Тунгусский бассейн	63,9	44,4
Минусинский бассейн	339,0	301,5

Окончание табл. 2

Угленосная территория	Запасы	
	разведанные	промышленные
Месторождения республики Тыва	80,3	77,0
Иркутский бассейн	334,3	291,1
Ленский бассейн	292,3	48,4
Южно-Якутский бассейн	324,7	302,8
Зырянский бассейн	31,6	15,7
Месторождения Алтая	9,0	9,0
Забайкальская площадь	901,3	812,1
Всего по Сибири	20173,7	1270,5

Таблица 3

**Региональная структура добычи, запасов и прогнозных ресурсов
некоторых видов минерального сырья, %, по России**

Регион	Добыча	Запасы	Прогнозные ресурсы
Железные руды			
Северный	20	3,1	0,8
Центральный и центрально-черноземный	48	61,1	77,8
Уральский	23,3	14,4	4,8
Западно-Сибирский	1,7	2,6	1,1
Восточно-Сибирский	7	6,8	10,5
Дальневосточный	0	7	5
Бокситы			
Северо-Западный	3,5	0,02	0
Северный	10	45,5	20,5
Центрально-черноземный	0	15,5	39,7
Уральский	86,5	31,3	39,8
Западно-Сибирский	0	2,3	0
Восточно-Сибирский	0	5,38	0
Руда на никель			
Северный	19	19	43
Уральский	6	10	8
Восточно-Сибирский	75	70	39
Руда на свинец			
Северо-Кавказский	2,4	2	2,8
Уральский	12,6	1,8	0
Западно-Сибирский	4,3	11,1	24,9
Восточно-Сибирский	17,7	7,9	37,1
Дальневосточный	62,8	9,2	24,4

Окончание табл. 3

Регион	Добыча	Запасы	Прогнозные ресурсы
<i>Руда на цинк</i>			
Северо-Кавказский	1,8	2,2	1,8
Уральский	86,7	26,5	36,3
Западно-Сибирский	2,1	10,5	26,8
Восточно-Сибирский	0,2	56,7	16,7
Дальневосточный	9,2	4	15,9
<i>Руда на олово</i>			
Северный	0	0,3	0
Восточно-Сибирский	0	7,7	0
Республика Саха (Якутия)	44,2	34,5	29,9
Чукотский АО	0	16	0
Магаданская обл.	0	0,8	0
Хабаровский край	33,9	18,8	34,2
Еврейская АО	0,5	1,5	11,8
Приморский край	21,4	20,4	16,9
Амурская обл.	0	0	7,2
<i>Золото</i>			
Северо-Кавказский	0,2	0,7	1
Северный	0,1	0,7	3,4
Уральский	11,3	25,2	10
Западно-Сибирский	1,1	2,3	4
Восточно-Сибирский	32,4	37,5	28,3
Дальневосточный	54,4	33,6	53,3

Большая роль в развитии горно-добывающих отраслей промышленности принадлежит горной науке, основоположником которой в России является выдающийся русский ученый М.В. Ломоносов. Развитие горной науки продолжали Б.И. Бокий, М.М. Протодяконов (старший), А.М. Терпигорев, Л.Д. Шевяков, А.А. Скочинский. Совершенствование технологий горных работ основывалось на научных достижениях М.И. Агошкова, Н.А. Чинакала, А.В. Докукина, Н.М. Покровского, Р.П. Каплунова, Е.Ф. Шешко, Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, В.И. Ревнивцева, развитие механизации горных работ связано с именами А.О. Спиваковского, М.М. Федорова, А.С. Ильичева, А.В. Топчиева и др.

*Нет ничего более
упорядоченного,
чем природа.*
Марк Туллий Цицерон
(106—43 гг. до н. э.)

Часть I

**ПРОЦЕССЫ
ГОРНОГО
ПРОИЗВОДСТВА**



ГЛАВА 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ

1.1. Месторождения полезных ископаемых и элементы их залегания

Земная кора состоит из разнообразных минералов и горных пород. Под минералом понимают природное тело, приблизительно однородное по химическому составу и физическим свойствам, которое образуется в результате физико-химических процессов в земной коре. Минералами являются, например, гипс, кварц, галит, магнетит и пирит. В большинстве своем это твердые кристаллические химические соединения.

Устойчивые агрегаты одного или нескольких минералов, образующие самостоятельные геологические тела, называют горными породами (песчаник, кварцит, гранит, мрамор, кварцит железистый, известняк, базальт и др.).

Часть минералов и горных пород, которую использует человек, называют полезными ископаемыми; другая, большая часть горных пород, которая вмещает полезные ископаемые, называется пустыми породами.

Полезные ископаемые в виде минералов и горных пород относятся к твердым полезным ископаемым; жидкости и газы, заполняющие естественные полости в горных породах, — к жидким и газообразным. К твердым полезным ископаемым относятся уголь, руды черных и цветных металлов, драгоценные камни, соли, строительные горные породы (доломиты, пески, глины, кварциты, граниты и др.).

Жидкими полезными ископаемыми являются нефть, рассолы, воды; к газообразным полезным ископаемым относят природные газы: метан, этан, пропан.

Разделение всех горных пород на полезные ископаемые и пустые породы является условным. В зависимости от потребности народного хозяйства в минеральном сырье, технологии его добычи и переработки на горном предприятии одни и те же горные породы могут быть и полезными ископаемыми, и пустыми породами. Кроме этого, извлеченные из недр и уложенные в отвалы пустые породы могут со временем, по мере развития технологии переработки, перейти в категорию полезных ископаемых.

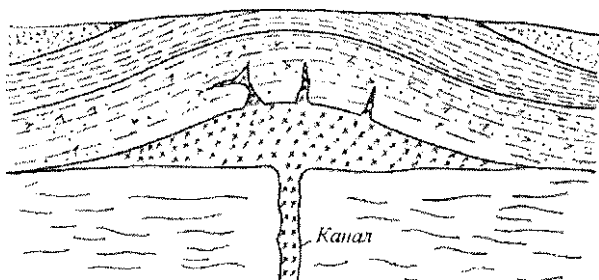


Рис. 1.1. Лакколит

Естественное местное скопление полезного ископаемого в толще земной коры в объемах и концентрации, достаточных для рентабельной разработки, называется месторождением полезного ископаемого.

По виду полезного ископаемого различают месторождения:

- а) твердого минерального топлива: угля, торфа, горючих сланцев;
- б) рудные: железных, марганцевых, медных, свинцовых, урановых и других руд;
- в) нерудные: фосфоритов, апатитов, солей, различных строительных пород;
- г) прочие: драгоценных камней и др.

В зависимости от происхождения месторождения полезных ископаемых разделяют на *магматические, осадочные и метаморфические*.

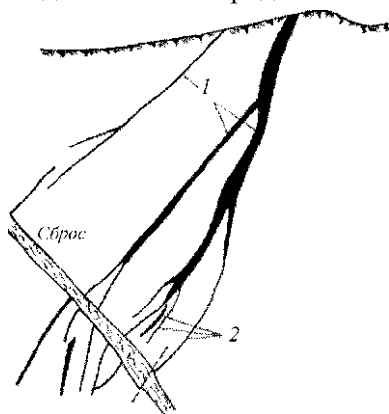
Форма залегания месторождений полезных ископаемых обусловлена условиями их образования и может быть правильной и неправильной.

Для магматических и частично метаморфических месторождений полезных ископаемых характерны главным образом неправильные формы залегания, т.е. залежи в виде жил, прожилков, гнезд, штоков, линз и куполов (рис. 1.1 и 1.2).

Для осадочных в первую очередь и частично для метаморфических месторождений полезных ископаемых характерны правильные формы залегания в виде пластов и пластообразных залежей (рис. 1.3).

Пространственное положение месторождений полезных ископаемых определяется их элементами залегания — *простиранием и падением*.

Пластом называется горная порода, залегающая в виде слоя между двумя другими горными породами, обычно с четкими контактами между ними на значительной площади. Поверхности соприкосновения пластов называются плоскостями напластования. Пласт обычно представляет собой однородную породу с отдельными инородными включениями, однако часто состоит из отдельных



слоев — пачек. При сложном строении пласта отдельные пачки полезного ископаемого разделяются тонкими пластами пустой породы — прослойками. Тонкие пласты полезного ископаемого, разработка которых является нерентабельной, называются пропластками. Несколько согласно залегающих в земной коре пластов полезного ископаемого именуются свитой. Часть пласта, выходящая на земную поверхность, называется выходом пласта.

Рис. 1.2. Жилы (1) и прожилки (2)

Простира́ние пласта — протяжение его в направлении линии простира́ния, представляющей собой линию пересечения пласта с горизонтальной плоскостью (рис. 1.4). Направление простира́ния пластов определяется азимутом простира́ния, т.е. углом, образованным линией простира́ния с меридианом.

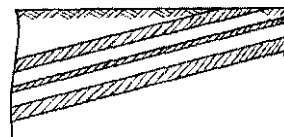


Рис. 1.3. Свита пластов

Падением пласта называется его протяжение по линии падения, под которой понимается линия, лежащая в плоскости пласта и перпендикулярная линии простира́ния. *Угол падения пласта* — угол между линией падения пласта и горизонтальной плоскостью. Угол падения измеряется в градусах. Направление, противоположное падению, называется *восстанием*.

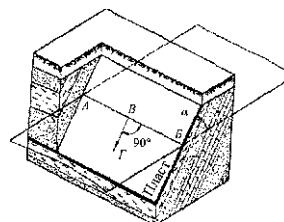


Рис. 1.4. Элементы залегания пласта:

AB — линия простира́ния; BG — линия падения; а — угол падения

Пласты, жилы и подобные им геологические тела залегают под различными углами падения. По углу падения их подразделяют на горизонтальные — 0° , пологие — от 0° до $20\text{--}25(30)^\circ$, наклонные — от $25(30)^\circ$ до 45° , крутые — более 45° ; в скобках приведены углы падения для рудных месторождений.

Угол падения угольных пластов и рудных тел влияет на выбор технологии горных работ, способы добычи, доставки и транспортирования полезных ископаемых. Например, при пологом залегании месторождений для перемещения полезных ископаемых необходимо применять конвейеры и другие транспортные средства, а при крутом — перемещение может происходить самотеком под действием собственного веса полезного ископаемого.

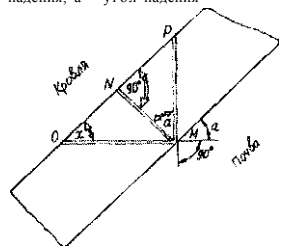
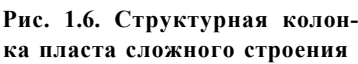


Рис. 1.5. Истинная (ПМ), вертикальная (РМ) и горизонтальная (ОМ) мощности пласта:

х и а — угол падения висячего и лежащего бока соответственно

Если месторождение полезных ископаемых залегает горизонтально или полого, то находящиеся над ним горные породы называют *кровлей*, а подстилающие — *почвой*.

При крутом залегании кровлю называют также *висячим*, а почву — *лежащим боком*. Горные породы, между которыми залегает месторождение полезных ископаемых, называют *боковыми* или *вмещающими породами*.



Пласты и рудные тела имеют различную толщину, называемую *мощностью*. Различают мощность истинную, т.е. измеренную по нормали между почвой и кровлей залежи, а также горизонтальную и верти-

кальную (рис. 1.Б). Обычно в тех случаях, когда имеют в виду истинную мощность, говорят просто мощность. У пластов и пластообразных залежей, имеющих сложное строение (рис. 1.6), различают полную мощность — суммарная мощность прослоек и пачек пласта, полезную — суммарная мощность пачек и вынимаемую мощность, под которой понимают суммарную мощность пачек и прослоек, извлекаемых при добычных работах.

В зависимости от мощности различают:

- пласты и пластообразные залежи:
- весьма тонкие — мощность менее 0,5 м,
- тонкие — мощность от 0,5 до 1,3 м,
- средней мощности — от 1,3 до 3,5 м,
- мощные — мощность более 3,5 м;
- рудные залежи при подземной разработке:
- весьма тонкие — мощность менее 0,7 м,
- тонкие — мощность от 0,7 до 2 м,
- средней мощности — от 2 до 5 м,
- мощные — мощность от 5 до 15 м,
- весьма мощные — мощность более 15 м;
- рудные залежи при открытой разработке:
- тонкие — мощность до 2—3 м;
- малой мощности — до 10—20 м;
- средней мощности — 20—30 м;
- большой мощности — более 30 м.

Разделение месторождений полезных ископаемых по мощности связано с выбором технологии горных работ и применяемых технических средств, с возможностью обеспечения комфортных и безопасных условий труда. Например, при разработке весьма тонких и тонких пластов, жил и других залежей горные выработки проводят, как правило, с подрывкой боковых пород; при разработке мощных и весьма мощных залежей основную часть горных выработок проводят по полезному ископаемому, при этом возможно применение технических средств большой единичной мощности: экскаваторов, автосамосвалов и др.

В результате подвижек земной коры появляются различные **нарушения** первоначального залегания горных пород. Различают нарушения с разрывом сплошности — **разрывные** и нарушения без разрыва сплошности горных пород — **складчатые**. Основным элементом разрывного нарушения горных пород являются *трещины*. Горные породы, примыкающие к трещине со стороны ее висячего бока, — называются висячим крылом нарушения, а горные породы, примыкающие к трещине со стороны ее лежащего бока, — лежащим крылом нарушения. *Сбросом* именуется нарушение, при котором висячее крыло перемещается по падению трещины (рис. 1.7, а), а *взбросом* — нарушение, вызванное перемещением висячего крыла по восстанию трещины (рис. 1.7, б). *Сдвиг* — это перемещение висячего крыла по простиранию трещины (рис. 1.8). Примерами геологических нарушений без разрыва сплошности горных пород являются различные *складки*: вогнутые называют синклиналями и выпуклые — антиклиналями (рис. 1.9). Кроме указанных нарушений встречаются также утонения, раздувы и расщепления залежей полезных ископаемых.

Любые геологические нарушения залегания месторождений полезных ископаемых обычно осложняют их разработку.

1.2. Запасы и извлечение полезных ископаемых

Прежде чем приступить к разработке месторождения полезного ископаемого, необходимо определить его местонахождение и технологическую возможность, экономическую целесообразность разработки. Для решения этой задачи проводят геологоразведочные работы, включающие в себя этапы поиска и разведки.

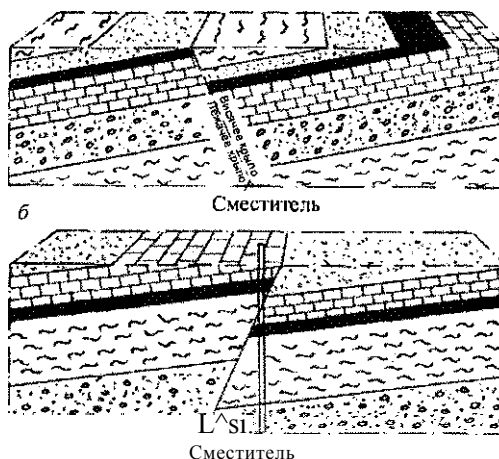


Рис. 1.7. Смещения пласта по вертикали: а — сброс; б — взброс

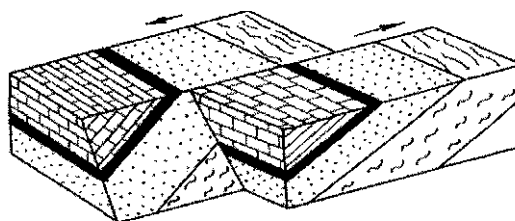


Рис. 1.8. Сдвиг



Рис. 1.9. Антиклинальная и синклинальная складки

Поиском называются работы, цель которых — отыскание месторождений полезных ископаемых и их предварительная оценка, т.е. установление целесообразности продолжения дальнейших разведочных работ.

Разведкой называют комплекс работ по определению основных элементов залегания полезного ископаемого, его качества и количества, т.е. запасов, типа окружающих пород, особенностей гидрогеологии месторождения, его газоносности и других условий залегания.

По стадии проведения, степени детальности и полноты изучения месторождения разведка делится на *предварительную, детальную и эксплуатационную*, причем последняя выполняется в процессе разработки месторождения полезного ископаемого.

Геологоразведочные работы осуществляют путем проведения различных горных выработок (скважин, канав, шурфов, штолен и др.) и геофизическими методами.

Разведка месторождений сопровождается подсчетом **запасов полезных ископаемых**.

В зависимости от степени разведанностиTM условий залегания месторождения или его части, изученности качества минерального сырья запасы разделяют на категории А, В, С₁, С₂.

К категории А относят запасы, по которым полностью закончены геологоразведочные работы на рассматриваемой территории, полностью выявлены условия залегания полезного ископаемого, его природные типы и сорта, их соотношения и пространственное положение, технологические свойства.

К категории В относят запасы с выявленными основными особенностями условий залегания, природными типами и промышленными сортами полезного ископаемого без точного установления пространственного положения каждого типа, с выясненными основными технологическими свойствами полезного ископаемого и главными природными факторами, определяющими условия ведения горно-эксплуатационных работ.

К категории С₁ относят запасы, примыкающие к контурам запасов категорий А и В. Для них изучены в общих чертах условия залегания, природные типы, качество, технологические свойства и другие факторы, определяющие постановку детальных разведочных и исследовательских работ.

К категории С₂ относят запасы с условиями залегания и распространения полезного ископаемого, определенными по геологическим и геофизическим данным и подтвержденными посредством вскрытия месторождения полезного ископаемого в отдельных его точках или по аналогии с изученными участками месторождения.

Контуры запасов категории А определяются путем бурения разведочных скважин и проведения горных выработок; контуры запасов категории В — то же с включением в случае устойчивой мощности и выдержанном качестве полезного ископаемого ограниченной зоны экстраполяции. Контуры за-

пасов категории С_j определяются на основании данных, полученных при проведении геологоразведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным, а запасов категории С_г — на основании данных по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведочных участков.

Запасы, установленные на основе общих геологических представлений, называют **прогнозными запасами**.

Все подсчитанные запасы, которые включают общее количество полезных ископаемых, выявленных при разведке месторождения, называют **геологическими**. Запасы, использование которых экономически целесообразно и удовлетворяет условиям, установленным для их подсчета, называют **балансовыми**. Запасы полезных ископаемых, извлечение которых при современном состоянии технологии добычи и переработки нецелесообразно, называют **забалансовыми**. При проектировании горных предприятий определяют **промышленные запасы**, представляющие собой количество полезного ископаемого, которое может быть добыто из разведанного месторождения. Разница между балансовыми и промышленными запасами представляет собой планируемые **потери** полезного ископаемого.

Основные источники потерь:

- а) часть полезного ископаемого, оставляемая в недрах в виде целиков для поддержания горных выработок или вышележащих породных массивов;
- б) часть полезного ископаемого, остающаяся у его контактов с вмещающими породами в местах изменения элементов залегания;
- в) часть полезного ископаемого, остающаяся на почве горных выработок, в отбитой пустой породе и т.п.

Кроме количественных, имеют место качественные потери, вызываемые изменением состава, например вследствие попадания в полезное ископаемое пустых пород при отбойке, доставке и транспортировке.

Потери полезного ископаемого при добыче характеризуют коэффициентом потерь, который представляет собой отношение потерянных балансовых запасов к погашенным.

Потерю качества добываемых руд вследствие попадания в них пустых пород называют **разубоживанием**. Попадание в уголь пустых пород снижает его качество из-за повышающейся при этом зольности.

Потери полезных ископаемых в недрах в зависимости от сложности месторождений могут изменяться от 10 до 40 % и более от балансовых запасов. Увеличение потерь полезных ископаемых приводит к нерациональному использованию недр и минерального сырья, уменьшение потерь — к повышению затрат на разработку месторождений, поэтому при проектировании предприятий устанавливается величина допустимых потерь.

1.3. Технологии разработки месторождений полезных ископаемых

Для разработки месторождений полезных ископаемых в зависимости от горно-геологических условий залегания и свойств пород и полезных ископаемых применяют различные технологии: подземную, открытую, скважинную и подводную.

Под **технологией** понимают совокупность производственных процессов, выполняемых во взаимной связи во времени и пространстве. Вместо термина «технология» применяется также термин **«способ разработки месторождения полезных ископаемых»**. Соответственно различают подземный способ разработки месторождений, открытый способ и т.д.

Основные компоненты технологии разработки месторождений полезных ископаемых:

1. Работы, в результате выполнения которых обеспечивается доступ к полезному ископаемому с поверхности земли. Эти работы называют ***вскрытием месторождения***.

2. Разделение залежи полезного ископаемого на части, удобные для извлечения полезного ископаемого из недр земли. Эти работы называют ***подготовкой месторождения к очистной выемке***.

3. Работы по непосредственному извлечению полезного ископаемого из недр. Эти работы называют ***очистной выемкой полезного ископаемого, или очистными работами***.

При вскрытии и подготовке месторождений к очистной выемке полезного ископаемого проводят сопутствующие работы, которые обеспечивают технически, технологически и экономически выгодное и безопасное выполнение основных процессов. К сопутствующим работам относят снижение водопритока и газопоступления из горных пород на рабочие места, заблаговременные при необходимости осушение и дегазация горных пород всего месторождения или его части. Параллельно с очистной выемкой полезного ископаемого и транспортированием его на земную поверхность осуществляют выемку и перемещение для складирования в специально отведенные места пустых горных пород, препятствующих доступу к полезному ископаемому, выполняют доставку материалов, машин и механизмов, снабжают электрической и пневматической энергией, свежим воздухом и многие другие работы.

Обычно предприятие, добывающее полезное ископаемое, осуществляет его первичную переработку и обогащение.

После завершения добычных работ необходима ***рекультивация***, т.е. восстановление земель, нарушенных горными работами.

Подземной называется технология, осуществляемая с помощью подземных горных выработок.

Горные выработки — полости, сооружаемые в земной коре и обустроенные в соответствии с их назначением. *Подземными* называют выработки, расположенные на некоторой глубине от поверхности земли и имеющие замкнутый контур поперечного сечения.

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых осуществляется с помощью **открытых горных выработок**, к которым относят выработки, примыкающие к поверхности земли и имеющие незамкнутый контур поперечного сечения.

Скважинную технологию применительно к твердым полезным ископаемым называют также геотехнологией. Сущность ее состоит в бурении скважин к полезному ископаемому, изменении физического или химического состояния полезного ископаемого и извлечении продукта на поверхность земли по скважинам. Для перевода твердого полезного ископаемого в состояние, пригодное для транспортирования по скважинам, применяют размыв высоконапорной струей воды, плавление, растворение, химическую и бактериальную обработку.

Подводная технология применяется для разработки континентальных россыпных месторождений, месторождений на дне озер, морей в пределах континентального шельфа и мирового океана.

1.4. Горные выработки

В зависимости от положения относительно залежи полезного ископаемого различают горные выработки, проводимые по пустым породам, их называют *полевыми*, по полезному ископаемому и частично по полезному ископаемому.

Горные выработки могут проводиться по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, по падению или под углом к простиранию залежи.

В зависимости от назначения горные выработки бывают **разведочными**, их проводят для поиска месторождения, определения запасов и условий залегания полезного ископаемого, и **эксплуатационными** — для добычи полезного ископаемого открытым или подземным способом.

Эксплуатационные горные выработки по назначению делят на вскрывающие, подготовительные и очистные.

Вскрывающие горные выработки, относящиеся к капитальным выработкам, обеспечивают доступ с земной поверхности к месторождению или его части. Эти выработки имеют наибольший срок службы, который составляет от нескольких лет до десятков лет.

Подготовительные горные выработки обеспечивают подготовку части месторождения к очистной выемке. Срок службы этих выработок определяется продолжительностью отработки части месторождения и составляет от нескольких месяцев до нескольких лет.

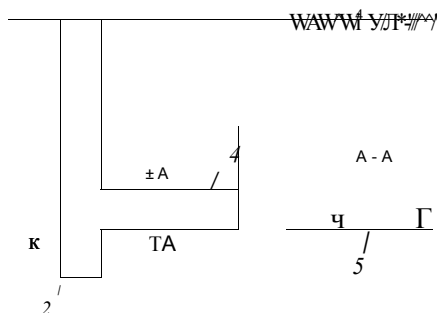


Рис. 1.10. Элементы горных выработок:

1 — устье; 2 — забой; 3 — стенки (бока);
4 — кровля; 5 — почва (подошва)

являющееся местом выхода ее на поверхность земли или в другую выработку;

- подошва или почва — поверхность горных пород, ограничивающая горную выработку снизу;
- бока или стенки — поверхности горных пород, ограничивающие горную выработку с боков;
- кровля — поверхность горных пород, ограничивающая подземную горную выработку сверху.

Горные выработки используются для размещения в них добычных горных машин, транспортирования добытого полезного ископаемого и пустых пород, доставки материалов и оборудования, для передвижения людей и циркуляции воздуха. В выработках прокладывают водоотливные и гидротранспортные трубопроводы, трубопроводы сжатого воздуха и электрические кабели. В выработках, пройденных в горных породах, склонных к обрушению, устанавливают крепь.

К **открытым горным выработкам** относят канавы, траншеи, карьеры и разрезы (рис. 1.11).

Канавы — открытая горная выработка с трапециевидным или прямоугольным поперечным сечением, значительной длины при сравнительно малых размерах поперечного сечения и небольшой глубине. Глубина канав обычно не превышает 4 м, длина измеряется десятками, а иногда и сотнями метров. Канавы проводят для разведки месторождений полезных ископаемых, а также для отвода карьерных и шахтных вод.

Траншея — открытая горизонтальная или наклонная горная выработка значительной по сравнению с шириной и глубиной длины, трапециевидной формы поперечного сечения, ограниченная снизу подошвой (дном) и с боков наклонными поверхностями, которые по длине называют бортами, а по ши-

Очистные горные выработки предназначены для добычи непосредственно полезного ископаемого. К ним относят протяженные выработки и камерные, представляющие собой горные выработки небольшой длины по сравнению с размерами их поперечного сечения.

Элементами горных выработок являются (рис. 1.10):

- забой — перемещающаяся в пространстве поверхность горных пород, ограничивающая горную выработку в направлении ее подвигания;
- устье — начало горной выработки, яв-

рине — торцами. Траншеи служат для транспортирования полезных ископаемых и пустых пород, передвижения людей, машин и механизмов. Площадь поперечного сечения эксплуатационных траншей может составлять сотни квадратных метров.

Карьер — совокупность открытых горных выработок, созданных в связи с добычей полезных ископаемых открытым способом.

Разрез — совокупность открытых горных выработок, созданных в связи с добычей угля открытым способом.

Месторождение, разрабатываемое открытым способом, разделяют на горизонтальные слои, высоту которых принимают с учетом изменения качества полезного ископаемого и свойств вмещающих горных пород, с учетом горно-геологических условий залегания месторождения и параметров горно-технологического оборудования. Разработка каждого верхнего слоя опережает разработку нижнего, поэтому карьер приобретает уступчатую форму.

Каждый технологический слой карьера, представляющий собой часть толщи пустых пород или полезного ископаемого и самостоятельно разрабатываемый средствами отбойки горных пород, погрузки и транспортирования горной массы, называется *уступом*. Элементы уступа, площадки, откос и бровки (рис. 1.12). Площадки уступа разделяются на рабочие и нерабочие. На рабочих площадках располагается выемочно-погрузочное оборудование, нерабочие площадки остаются свободными. Площадка уступа, на которой расположено горно-транспортное оборудование, называется рабочим горизонтом уступа.

Подземные горные выработки по сравнению с открытыми характеризуются большим разнообразием и по своему положению в пространстве разделяются на вертикальные, горизонтальные и наклонные (рис. 1.13). К основным **вертикальным горным выработкам** относят шахтные стволы, шурфы и гезенки.

Шахтный ствол — горная выработка прямоугольного или круглого поперечного сечения, имеющая непосредственный выход на земную по-

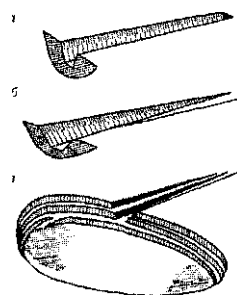


Рис. 1.11. Открытые горные выработки:

а — канава; б — траншея; в — карьер



Рис. 1.12. Уступ карьера

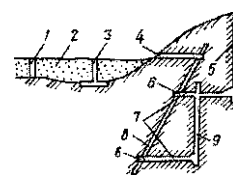


Рис. 1.13. Подземные горные выработки:

1 и 3 — шурфы; 2 — горные породы (наносы); 4 — штольня; 5 — шахтный ствол; 6 — штреки; 7 — квершлаг; 8 — восстающий; 9 — слепой ствол

верхность и предназначенная для обслуживания подземных горных работ в пределах всего месторождения полезных ископаемых или его части. Шахтные стволы используют также для обслуживания специальных подземных сооружений. Они имеют значительные размеры поперечного сечения и глубину, диаметры шахтных стволов с круглой формой поперечного сечения составляют 5—8,5 м. Глубина шахтных стволов достигает более 1000 м. Шахтные стволы, предназначенные для подъема полезного ископаемого на земную поверхность, называют *главными стволами*. Шахтные стволы, используемые для подъема пустой породы, спуска и подъема людей, а также для спуска и подъема оборудования и других грузов различного назначения называют *вспомогательными стволами*. Отдельные стволы могут выполнять специальные функции: вентиляционные, водоотливные, закладочные и другие. Стволы оборудуются подъемными установками: клетевыми, скиповыми; по стволам прокладывают электрические кабели, трубы для воды и сжатого воздуха, коммуникации связи и управления подземными процессами и др. На крупных шахтах может быть до шести-восьми шахтных стволов. В зависимости от вида подъемной установки шахтные стволы иногда называют скиповыми, клетевыми, скипоклетевыми.

Слепой ствол — подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных горных работ.

Шурф — подземная горная выработка обычно небольшого поперечного сечения и небольшой глубины, имеющая непосредственный выход на земную поверхность, предназначенная для геологоразведочных и эксплуатационных работ. Глубина шурфов обычно не превышает 90 м, площадь поперечного сечения шурфов обычно составляет не более 4 м². На эксплуатационных шахтах шурфы служат для проветривания подземных горных выработок, спуска крепежного и закладочного материалов, а также могут быть использованы в качестве запасных выходов на земную поверхность.

К **основным подземным горизонтальным выработкам** относят тоннели, штольни, квершлагги, штреки, орты.

Тоннель — горная выработка, имеющая два выхода на земную поверхность.

Штольня — горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных эксплуатационных и геологоразведочных работ. Штольни применяют при наличии гористой или холмистой местности; они имеют обычно трапециевидную или сводчатую форму поперечного сечения, служат для выдачи полезного ископаемого и пустых пород, передвижения людей, для доставки оборудования и материалов. Штольни могут быть также только откачными, вентиляционными и водоотливными.

Квершлаг — подземная горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по вмещающим породам чаще всего вкрест простирания месторождения. Квершлаг используют для транспортирования различных грузов, для вентиляции, водоотлива, передвижения людей, для прокладки электрических кабелей, линий связи, трубопроводов. Квершлаг проводят, как правило, от шахтного ствола или штольни.

Штрек — подземная горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения или в любом направлении при горизонтальном залегании. Штреки проводят по полезному ископаемому; при небольшой мощности залежи полезного ископаемого их проводят смешанным забоем, т.е. частично по полезному ископаемому, частично по пустым породам; штреки, проведенные по пустым вмещающим породам, называют полевыми. Штреки, как правило, являются откаточными и вентиляционными; штрек, в котором для транспортирования полезного ископаемого установлен конвейер, можно назвать конвейерным. Штреки обычно соединяются с квершлагами и штольнями.

Орт — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по полезному ископаемому вкрест простирания залежи между ее висячим и лежащим боками. Орты соединяют со штреками и проводят только по мощным залежам полезного ископаемого.

К **вспомогательным горизонтальным горным выработкам** относят просеки, сбойки. *Просек* — горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводимая по пласту полезного ископаемого в направлении его простирания. Просек обычно проводят параллельно штреку. *Сбойка* — горная выработка, проводимая по полезному ископаемому для соединения между собой двух каких-либо близко расположенных выработок.

К **основным наклонным горным выработкам** относят шахтные стволы, бремсберги и уклоны; **вспомогательными наклонными горными выработками** являются скаты, печи и восстающие.

Наклонные шахтные стволы — это стволы с невертикальной продольной осью; их проходят в большинстве случаев по полезному ископаемому и реже по пустым породам.

Бремсберг — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводимая по пласту полезного ископаемого в направлении его падения. Бремсберги применяют только при пологом или наклонном залегании пластов. Они предназначены для перемещения добытого полезного ископаемого с вышележащего горизонта на нижележащий; бремсберги оснащают конвейерами или другими транспортными установками; они могут использоваться также для подачи свежего воздуха с нижнего горизонта на верхний.

Уклон — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проходима обычно по полезному ископаемому и предназначенная для подъема добытого полезного ископаемого с нижележащего горизонта на вышележащий. Уклоны используют также для подачи свежего воздуха с верхнего горизонта на нижний.

По правилам безопасности передвижение людей по бремсбергам и уклонам допускается только в том случае, если транспортирование грузов по ним осуществляется конвейерами. Как правило, параллельно бремсбергам и уклонам также по пласту полезного ископаемого проходят горные выработки — *ходки*, предназначенные для передвижения людей.

Скат — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и проводима по полезному ископаемому. Скаты применяют при разработке крутопадающих залежей полезных ископаемых. Скаты служат для спуска добытого полезного ископаемого с вышележащего горизонта на нижележащий под действием собственного веса — самотеком. В горно-рудной практике скаты называют *рудоспусками*.

Восстающий — наклонная или вертикальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводима по восстанию полезного ископаемого и предназначенная для проветривания выработок, передвижения людей, спуска полезного ископаемого и пород, для доставки материалов и оборудования, подачи энергии и воды. Восстающие проходят как по полезному ископаемому, так и по пустым породам.

Печь — подземная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проводима только по полезному ископаемому и предназначенная для проветривания выработок, транспортирования грузов, передвижения людей. Печи, используемые для подготовки очистной выемки угля, называют разрезными или рассечными, для спуска угля — углеспускными, для пропуска воздуха — вентиляционными.

Кроме перечисленных ранее подземных горных выработок, в отдельную категорию выделяют *камеры* или *камерные выработки*, поперечные размеры которых незначительно отличаются от их длины. Различают камеры, проводимые по полезному ископаемому с целью его извлечения, и камерные выработки, предназначенные для размещения в них машин, механизмов, другого оборудования, материалов, пунктов связи, медицинской помощи, питания и т.п. Камерные выработки расположены обычно вблизи шахтных стволов.

К выработкам небольшого поперечного сечения относят шпур и скважины.

Шпур — выработка круглого поперечного сечения, представляющая собой цилиндрическую полость, которая выбуривается в толще горных пород для размещения в ней заряда взрывчатого вещества или для других целей, связанных с разведкой и разработкой месторождения. Диаметр шпуров обычно составляет 30—40 мм, иногда достигает 60 мм, длина шпуров изменяется от 1,5 до 5 м.

Скважина — горная выработка, отличающаяся от шпура большим диаметром, который составляет 70 мм и более, и длиной, равной от 5 м до нескольких километров. Скважины бурят для разведки месторождений и добычи полезных ископаемых, размещения в них зарядов взрывчатого вещества, а также для прокладки электрических кабелей, подачи по ним заилочной пульпы и для других целей.

Поперечное сечение подземных горных выработок может быть трапецевидной, сводчатой (рис. 1.14), арочной или круглой формы. Различают площадь и размеры поперечного сечения выработки в свету и вчерне. Размеры поперечного сечения выработки вчерне определяют путем сложения размеров выработки в свету с толщиной крепи с учетом толщины затяжки и забутовки. Площадь поперечного сечения горной выработки в свету — площадь, ограниченная внутренним контуром крепи и поверхностью балластного слоя рельсового пути. Площадь поперечного сечения выработки вчерне — площадь, ограниченная ее проектным контуром. Различают также площадь поперечного сечения выработки в проходке, представляющую собой площадь, ограниченную контуром выработки в забое.

Около ствольные дворы. Околоствольным двором называется совокупность протяженных выработок и камер, расположенных около шахтного ствола и предназначенных для обслуживания подземных горных работ. Околоствольный двор представляет собой как бы станцию, на которую поступают грузы, подлежащие выдаче на земную поверхность, здесь происходит обмен груженых вагонеток на порожние, сюда прибывают с производственных участков и отправляются обратно люди, отсюда осуществляют отправку вспомогательных грузов.

Выработки околоствольных дворов относятся к капитальным выработкам; срок их службы обычно равен сроку службы шахты и исчисляется десятилетиями. В связи с этим околоствольные выработки крепят бетоном, железобетоном и металлом; при объеме околоствольных выработок, составляющем до 15 % общего объема подземных выработок, продолжительность их сооружения превышает 60 % общего срока строительства шахты.

Околоствольные дворы должны обеспечивать простоту маневров с груженными и порожними составами, механизированную разгрузку вагонеток и их обмен, способствовать предотвращению встречных грузопотоков по одному и тому же пути.

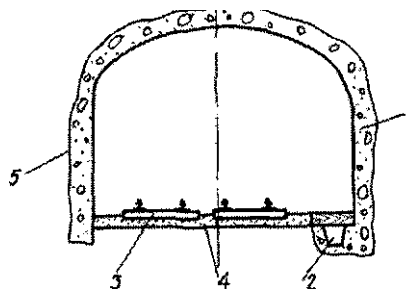


Рис. 1.14. Двухпутная горная выработка с поперечным сечением сводчатой формы:

1 — бетонная крепь; 2 — водоотливная канавка; 3 — шпалы рельсового пути; 4 — балластный слой; 5 — внешний контур выработки

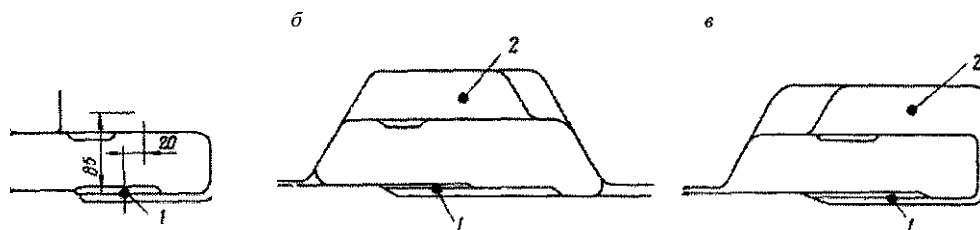


Рис. 1.15. Околоствольные дворы:

/ и 2 — шахтные стволы

По своим техническим возможностям околоствольный двор должен обеспечивать выдачу на земную поверхность добытого полезного ископаемого в количестве, в 1,5 раза превышающем производственную мощность шахты. В зависимости от числа и назначения шахтных стволов околоствольные дворы могут быть клетевыми, скиповыми и скипоклетевыми; на крупных шахтах применяются в основном скипоклетевые околоствольные дворы. Наибольшее распространение получили круговые околоствольные дворы с перпендикулярным (рис. 1.15, а) или параллельным (рис. 1.15, б) расположением транспортных выработок относительно главного магистрального штрека или квершлага, а также петлевые околоствольные дворы (рис. 1.15, в), в которых грузовая ветвь главного ствола является продолжением квершлага.

Доставка груженных вагонеток в клеть или опрокидыватель механизирована и производится с помощью толкателей, представляющих собой непрерывную цепь с захватами, которые при движении цепи вокруг барабанов упираются в оси вагонеток; толкатели устанавливают между рельсами в непосредственной близости от клетки или опрокидывателя. Опрокидыватель находится на грузовой ветви скипового ствола и служит для разгрузки вагонеток в приемный бункер, расположенный ниже почвы околоствольного двора и соединенный со стволом наклонной выработкой.

1.5. Горные предприятия и виды их продукции

Промышленное предприятие, предназначенное для разведки или разработки месторождения полезных ископаемых, называют **горным предприятием**. Предприятие, осуществляющее комплекс работ по добыче полезных ископаемых, называют горно-эксплуатационным. Предприятие, выполняющее не только добычу, но и обогащение полезных ископаемых, т.е. повышение концентрации ценных минералов в конечном продукте путем отделения от них минералов пустой породы, называют **горно-обогащительным**.

Горные предприятия, осуществляющие подземную разработку месторождений полезных ископаемых, называют **шахтами** и **рудниками**.

Понятие «шахта» как самостоятельная производственно-хозяйственная единица включает в себя наземные сооружения и совокупность подземных горных выработок.

Рудник может состоять из одной или нескольких шахт, обогатительной фабрики и других цехов, объединенных административным управлением.

Горные предприятия, осуществляющие разработку месторождений полезных ископаемых открытым способом, называют **карьерами** или **разрезами**; так называется и комплекс открытых горных выработок, образующийся в процессе эксплуатации месторождения. Один или несколько карьеров или шахт, объединенных с обогатительной фабрикой, называют **горно-обогатительным комбинатом**.

Горные предприятия, разрабатывающие россыпные месторождения, называют **приисками**, а также **шахтами, разрезами и карьерами**.

Месторождение или его часть, предназначенная для разработки одним горным предприятием, называют в зависимости от способа разработки **шахтным** или **карьерным полем**.

Границами шахтных или карьерных полей являются условные поверхности, ограничивающие их по простиранию и по падению. Размеры шахтных и карьерных полей определяются на основании технико-экономических расчетов. При разработке угольных месторождений длина шахтного поля по простиранию составляет от 6 до 20 км, по падению — от 2 до 6 км.

Производительность горных предприятий, называемая также производственной мощностью, исчисляется тоннами полезного ископаемого, добываемого в течение года. Производственная мощность рудников и шахт составляет от десятков тысяч до миллионов тонн полезного ископаемого.

Производственная мощность карьеров, разрабатывающих месторождения редкометаллических руд, строительных пород, может составлять сотни тысяч тонн в год, а разрабатывающих угольные и железорудные месторождения, — до десятков миллионов тонн в год.

Производительность горного предприятия A , т/год, срок его существования T и балансовые запасы полезного ископаемого в шахтном или карьерном поле Z связаны выражением $A = Z/T$.

Продолжительность существования горных предприятий составляет от 5 до 50 лет и более. В процессе разработки месторождений сроки существования предприятий могут увеличиваться из-за доразведки месторождения и включения в категорию балансовых новых запасов полезного ископаемого, а также вследствие возможного снижения кондиций на полезное ископаемое. Причиной увеличения срока существования горного предприятия может быть повторная разработка месторождения с применением новых технологий комплексного извлечения ценных минералов.

Добываемые горными предприятиями основные виды твердых полезных ископаемых разделяются по химическому составу и направлению использования: металлические, неметаллические и горючие.

К металлическим полезным ископаемым относят руды:

- черных металлов, содержат железо, марганец, хром, титан и др.;
- цветных металлов, содержат медь, свинец, цинк, алюминий, олово и др.;
- драгоценных металлов: золота, серебра, платины;

- на радиоактивные элементы уран, торий и др.;
- редких, легких и рассеянных элементов, содержат цирконий, тантал, ниобий, бериллий, литий, германий, таллий, кадмий и другие элементы. К неметаллическим полезным ископаемым относятся:
- строительные материалы — горные породы: граниты, гнейсы, известняки, глины и суглинки, песок и гравий и т.д.;
- сырье для металлургической промышленности — такие горные породы и минералы, как известняки, доломит, флюорит, графит, магнезит, огнеупорные глины, формовочные материалы и др.;
- индустриальное сырье — асбест, тальк, барит, слюды, полевого шпата и пегматит, корунд и др.;
- сырье для пищевой и химической промышленности — фосфориты, апатиты, сера, мышьяк, бор, ископаемые соли, мел и др.

К твердым горючим ископаемым относят бурый и каменный угли, антрацит, горючие сланцы, торф.

Все полезные ископаемые используют в качестве необходимого и важнейшего компонента в производственных процессах различных отраслей промышленности и сельского хозяйства (табл. 1.1) .

Таблица 1.1

Область применения некоторых полезных ископаемых

Полезное ископаемое	Название, тип, марка, характерный признак	Область применения
Уголь	Бурый (Б)	Производство синтетического топлива, газа; полукоксование; топливо для бытовых нужд, пылевидное и слоевое сжигание
	Каменный длиннопламенный и газовый (Д и Г)	Производство кокса, жидкого топлива; полукоксование; топливо для печей по производству извести, цемента и кирпича; пылевидное и слоевое сжигание; топливо для бытовых нужд
	Каменный жирный (Ж) Каменный коксовый (К) Каменный тощий (Т) Антрациты	Производство кокса и жидкого топлива; топливо для печей по производству извести, кирпича и др. Производство кокса, газа, углеродистого наполнителя для электродных изделий; пылевидное и слоевое сжигание; топливо для печей по производству цемента, кирпича; в агломерации руд
		Производство газа, углеродистого наполнителя для электродных изделий, карбида кальция, электрокорунда; топливо для печей; в агломерации руд
Фосфатные руды	Апатито-нефелиновые и фосфоритовые руды $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3 (\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$	Получение фосфорной кислоты, аммофоса, желтого фосфора для использования в металлургии, химической промышленности и сельском хозяйстве

Полезное ископаемое	Название, тип, марка, характерный признак	Область применения
Железные руды	Магнетитовая, бурожелезняковая, мартитовая, кварциты железистые. Основными железосодержащими минералами являются магнетит, гематит, сидерит, лимонит, мартит. Титаномагнетиты являются рудой для получения ванадия	Исходное сырье для производства чугуна и стали; применяются также в химической промышленности и керамическом производстве
Марганцевые руды	Основные минералы на марганец — манганит $MnO(OH)$, пиролюзит MnO_2	Исходное сырье для производства чугуна и стали, ферромарганца; в производстве сухих батарей, стекла, керамики, эмали.
Хромитовые руды	Единственная руда на хром—хромит $FeCr_2O_4$	Для получения специальных сплавов и стали различных марок, хромирования поверхности сплавов
Титановые руды	Важнейшая руда на титан—минералы ильменит $FeTiO_3$ и рутил TiO_2	В качестве легирующего элемента для сплавов в авиа- и ракетостроении
Вольфрамо-молибденовые и молибденовые руды	Важнейшими рудными минералами являются шеелит $Ca(WO_4)$, вольфрамит $(Fe, Mn)WO_4$, молибденит MoS_2 .	Вольфрам — для производства специальных сталей и сверхтвердых сплавов; молибден — для производства покрытий рентгеновских трубок в стекольном и керамическом производстве, в сплавах для сопел ракет, лопаток турбин и др.
Алюминиевые руды — бокситы	Основной минерал — глинозем Al_2O_3 .	Производство изделий широкого промышленного и сельскохозяйственного применения из алюминия и сплавов на его основе, в том числе в машиностроении, самолетостроении, ракетостроении и др.
Медные руды	К рудным минералам относятся куприт Cu_2O , халькопирит $CuFeS_2$, халькозин Cu_2S , ковеллин $Cu_2S-Cu_2S_2$, станнин Cu_2FeSnS_2 , борнит Cu, FeS_4	Производство меди и на ее основе сплавов, применяющихся в электротехническом производстве, в машиностроении и других отраслях промышленности и сельского хозяйства
Свинцово-цинковые руды	К основным рудным минералам относятся галенит PbS и сфалерит ZnS	Получение свинца и цинка для производства аккумуляторов, защиты от радиоактивного излучения, предотвращения коррозии металлов и сплавов, производства сплавов цветных металлов, антифрикционных сплавов и покрытий
Серные руды	Самородный элемент S	В серно-кислотном, целлюлозно-бумажном, кожевенном, стекольном, текстильном производствах, для изготовления резины, медицинских товаров и др.

Угли используют в качестве энергетического топлива и технологического сырья (около 70 % добываемого угля расходуют в качестве топлива, остальное количество идет на производство кокса, полукокса, газа и огромного количества синтетических продуктов). Железные руды являются сырьем для производства железа, чугуна и стали. Некоторые типы железных руд в количестве до 1 % общей добычи применяются в химической промышленности и керамическом производстве.

Марганец, для получения которого основным сырьем являются минералы пиролюзит и манганит, применяется в основном в металлургии: его вводят в состав почти всех сортов чугуна и стали в качестве легирующего элемента. Марганец используют также в стекольном, керамическом производстве и для выплавки высокосортных марок ферромарганца.

Основными потребителями хромитов являются металлургическая промышленность, промышленность огнеупоров и химическая промышленность.

Титан, который получают из руд, содержащих минералы ильменит и рутил, применяется для выплавки сплавов, необходимых для космической техники, в авиа- и ракетостроении, в химической промышленности.

Из руд цветных металлов получают алюминий, медь, свинец, цинк и другие металлы. Алюминий и его сплавы применяются в машиностроении, электротехнической промышленности, в авиа- и ракетостроении.

Медные руды используют в цветной металлургии в качестве сырья для получения чистой меди и ее сплавов, потребителями которых являются электротехническая промышленность и промышленность средств связи, производство электронных машин, военная промышленность и др.

Цинк и свинец, которые получают из галенита и сфалерита, применяются в аккумуляторном производстве, для производства кабелей, красок, изготовления средств защиты от радиоактивного излучения, оболочек ядерных реакторов, контейнеров для ядерных энергоносителей, оцинкованных изделий и т.д.

Главная область применения олова, которое получают из касситерита и станина, — производство белой жести.

Основные потребители ртути, рудой на которую является киноварь, — это электротехническая, радиотехническая, химическая, военная промышленность, медицина и др.

Сурьма, которую получают из стибнита, используют при производстве аккумуляторов, подшипников, листов и труб для химической промышленности, лаков, для окраски стекол, керамики и в других производствах.

Мышьяк, на который главнейшей рудой является арсенопирит, а также аурипигмент и реальгар, применяется в сельском хозяйстве, кожевенной промышленности и других отраслях.

Важнейшей рудой для получения никеля является пентландит. Никель применяют как легирующий элемент для сталей и других сплавов.

Важнейшей рудой на радиоактивные элементы уран и радий является уранинит. Уран является основным сырьем для генерирования атомной энергии.

Для получения циркония необходима руда, содержащая минерал циркон. Цирконий применяют в производстве быстрорежущих сталей и броневых плит. Оксид циркония используют как высокоогнеупорный и кислотоупорный материал. Попутно из циркона добывают гафний.

Строительными горными породами называют все типы добываемых горных пород, которые в виде обработанных или необработанных блоков и кусков, дробленого материала используют в строительных целях.

При добыче строительных горных пород первостепенное значение имеет сохранение их естественной прочности, декоративных свойств, долговечности, износостойкости и др.

В качестве природных каменных строительных материалов используют такие горные породы, как граниты, сиениты, диориты, габбро, диабазы, базальты, трахиты, андезиты, порфириды, гнейсы, амфиболиты, известняки, доломиты и песчаники.

Продукцию горных предприятий поставляют потребителям различных отраслей промышленности и сельского хозяйства в качестве сырья для переработки в другие виды продукции, в качестве горючих материалов, строительных материалов, удобрений для сельского хозяйства и т.д.

Большинство горных предприятий имеют собственные производства для первичной переработки минерального сырья или входят в состав комбинатов и производственных объединений, в структуре которых имеются дробильно-сортировочные комплексы, обогатительные и агломерационные фабрики, заводы по изготовлению различных материалов, товаров и изделий.

Основными **видами товарной продукции** горного производства являются:

- **минеральное сырье:** горючие, рудные и нерудные полезные ископаемые, переработка и реализация которых выполняется внешним потребителем;
- **продукты первичной переработки** минерального сырья: угольные, рудные и другие концентраты; рудные агломераты и окатыши; угольные, рудные и нерудные брикеты; щебень, гравий, классифицированные пески, глины, штучный камень, известковая мука и др.
- **продукты переработки сопутствующих газов и вод:** питьевая и технически чистая вода, очищенный и обогащенный природный газ (метан) и др.

Концентрат — продукт обогащения полезных ископаемых, в котором содержание ценного компонента выше, чем в добытой горной массе, поступающей на обогащение. Концентраты делятся на первичные, или черновые, в том числе коллективные, содержащие несколько ценных компонентов, и кондиционные, которые получены в результате вторичной переработки и удовлетворяют стандартным требованиям к качеству сырья.

Агломерат — это куски спекшейся предварительно окомкованной мелкой (пылевидной) руды, рудного концентрата, металлосодержащих отходов и флюсов. Исходный продукт — шихта — содержит в себе также горючие добавки, такие как коксовая мелочь, антрацитовый штыб, тощий уголь, бракованный мелкий агломерат размером менее 5 мм; в качестве офлюсовывающих добавок в шихте присутствуют известняк и известь. Крупность агломерата для доменной плавки 5—60 мм. Агломерат обладает достаточной прочностью, обеспечивающей сохранность его размеров и формы при транспортировании.

Окатыши — рудный материал в виде прочных гранул шарообразной формы размером обычно 9—16 мм, получаемый из пылевидной руды или тонкоизмельченного концентрата; окатыши способны выдерживать транспортирование с перегрузками и длительное хранение. Окатыши применяются при доменной плавке или электрометаллургической переработке для получения стали.

Брикеты минеральные — куски однородного состава и геометрически правильной формы, получаемые из одного или различных видов минерального сырья с офлюсовывающими, катализирующими, со связующими или без них и другими добавками. Брикеты из бурого угля, торфа, каменноугольной и антрацитовой мелочи, из руд черных и цветных металлов изготавливаются методами холодного и горячего прессования; брикеты пригодны для транспортирования и длительного хранения.

Основные требования промышленности к качеству полезных ископаемых зависят от вида полезного ископаемого, его важности, существующего уровня техники и технологии его переработки.

В основу требований к качеству сырья положены его потребительские свойства для конкретных производств. При этом во всех горно-рудных отраслях к каждому типу и сорту руд предъявляют жесткие требования к нормированию абсолютного содержания полезного, вредных и шлакообразующих компонентов.

Актуальная проблема комплексного использования минерального сырья на современном уровне может быть решена по двум направлениям: комплексным извлечением всех полезных компонентов из полезного ископаемого и использованием некондиционных по химическому, гранулометрическому составу, по физическим свойствам и другим показателям полезных ископаемых в промышленности и сельском хозяйстве.

Большими возможностями комплексного использования обладают все виды каменных углей. Минеральная часть угля и содержащиеся в ней компоненты могут стать мощным источником сырья и найти широкое применение во всех отраслях промышленности. Уголь содержит в себе почти все элементы таблицы Менделеева, а некоторые из них могут быть извлечены, если этого требует экономическая целесообразность. Комплексное использование и утили-

лизация минеральных компонентов углей могут осуществляться посредством извлечения из углей таких ценных элементов, как германий и уран, путем извлечения из золы глинозема, а из углей пирита для производства серной кислоты и удобрений; путем использования зольных остатков, образующихся после сжигания углей, в качестве сырья для производства строительных материалов и удобрений для сельского хозяйства. Доменные и котельные шлаки могут быть использованы вместо традиционного строительного сырья для производства портландцемента, бетона, бетонных заполнителей, минеральной ваты и кирпича.

1.6. Производственный комплекс горного предприятия на земной поверхности

Производственный комплекс горного предприятия (шахты, рудника, карьера) на земной поверхности представляет собой здания, сооружения и оборудование, предназначенные для приема добываемого полезного ископаемого, его переработки, сортировки, очистки, обогащения, агломерации и изготовления окатышей; погрузки готовой продукции в транспортные средства и отправки ее потребителю, а также для хранения некоторой части полезных ископаемых на складах; приема и складирования пустых пород; снабжения машин и механизмов электроэнергией, сжатым воздухом и водой; для проветривания горных выработок; ремонта оборудования и хранения необходимых запасов материалов; для обеспечения комфортного обслуживания персонала предприятия.

На современных горных предприятиях все основные технологические процессы, выполняемые на земной поверхности, и обеспечивающие их технические службы объединены в производственный комплекс, связанный с шахтой (карьером) единой системой компьютерного управления.

К основным объектам **промышленной площадки шахты** относятся надшахтные копры и надшахтные здания, административно-бытовой комбинат, здания и площадки отдельных технических служб: электроподстанция, резервуары для воды, химическая лаборатория, эстакады, отвалы, железнодорожное путевое хозяйство и др.

Копер — металлическое или железобетонное сооружение высотой от 15 до 50 м и более, расположенное непосредственно над устьем ствола. Копер предназначен для установки направляющих шкивов и шахтных подъемных машин, разгрузочных направляющих для скипов и др.

Надшахтные здания непосредственно примыкают к шахтному копру; они предназначены для обеспечения работы шахтного подъема. При клетевом подъеме с обычными клетями в надшахтном здании укладывают рельсовые пути для откатки груженых и порожних вагонеток, при скиповом подъеме и клетевом подъеме с опрокидными клетями в надшахтном здании устанавливают устройства для разгрузки подъемных сосудов и погрузки горной массы в транспортные средства. В технологическом комплексе шахты копры и надшахтные здания объединяют в блоки главного и вспомогательного стволов.

Блок главного (скипового) ствола состоит из копра, помещений, в которых установлены подъемная машина, устройства для приема и разгрузки скипов в железнодорожные вагоны, дробильно-сортировочная установка, и котельной.

Блок вспомогательного (клетевого) ствола обслуживает спуск и подъем людей, спуск материалов и оборудования, откатку и обмен вагонеток на поверхности, в состав блока включают ремонтные мастерские, материальные склады, калориферную и компрессорную станции, пожарный пост, аккумуляторную и т.п.

Административно-бытовой комбинат (АБК) включает в себя вспомогательные помещения и службы: административно-управленческую часть, зал собраний, банно-гардеробную часть, прачечную, питьевую станцию, медицинскую часть, ламповую. АБК располагается отдельно от блока вспомогательного ствола и соединяется с ним утепленным переходом, галереей или тоннелем.

Дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) предназначен для дробления и отсева по крупности горной массы с целью получения из нее строительных материалов (щебня, гравия) для собственных нужд горного предприятия и для других потребителей. При добыче руд дробильно-сортировочный комплекс выполняет первичные операции по предварительной сортировке горной массы (отделение пустых пород, разделение по крупности) и ее дроблению перед транспортированием конвейерами на обоганительную фабрику. Во многих случаях первичная переработка горной массы ограничивается только ее сортировкой. В зависимости от технологии первичной переработки горной массы в составе ДСК могут быть дробилки, грохота, питатели и конвейеры, аппаратура экспресс-анализа горной массы, приемные и погрузочные устройства.

Здание вентиляторной установки предназначено для размещения в нем главных вентиляторов, находится оно около главного ствола и соединяется с ним подземными выработками-воздуховодами (каналами).

Здание калориферной установки, предназначенной для подогрева воздуха, который поступает в шахту в зимнее время, расположено вблизи воздухоподающего ствола шахты. При ведении горных работ на больших глубинах существует потребность в охлаждении воздуха, поступающего в шахту, так как температура горных пород повышается с увеличением глубины их залегания. Для охлаждения воздуха, направляемого в шахту, применяют шахтные кондиционеры, которые устанавливают в отдельном здании, дополнительно к стационарным установкам могут быть использованы участковые кондиционеры, расположенные в подземных горных выработках.

Эстакады — сооружения для укладки рельсовых путей узкой колеи и размещения конвейерных установок; эстакады могут быть открытыми и закрытыми, горизонтальными и наклонными.

Бункеры представляют собой металлические или железобетонные сооружения, служащие для кратковременного хранения полезного ископаемого

или породы, из бункеров осуществляют погрузку горной массы в железнодорожные вагоны; применяют также конвейеры для погрузки угля, в этом случае бункеры не нужны.

Отвалы — места складирования пустой породы, выдаваемой из шахты (карьера); отвалы устраивают в балках, оврагах и на других специально отведенных участках территории предприятия. Для транспортирования пустых горных пород в отвалы применяют автомобильный транспорт, подвесные канатные дороги и др.

Схемы производственных комплексов на земной поверхности шахт изображены на рис. 1.16, 1.17 и 1.18.

Промышленная площадка на поверхности карьера отличается от шахтной тем, что на ней отсутствуют копры, надшахтные здания, вентиляционная, калориферная станции и другие сооружения, связанные с особенностями подземной добычи полезных ископаемых.

Производственный комплекс поверхности карьера представляет собой технические сооружения и службы, осуществляющие приемку грузов из карьера и отправку их к пунктам назначения карьерным или поверхностным транспортом, обеспечивающие горные работы электроэнергией и материалами, осуществляющие обслуживание рабочих и ремонт оборудования, контроль качества полезного ископаемого и управление производством.

Производственный комплекс на поверхности карьера обеспечивает грузопотоки полезных ископаемых до перерабатывающих комплексов, а вскрышных пород — во внешние отвалы.

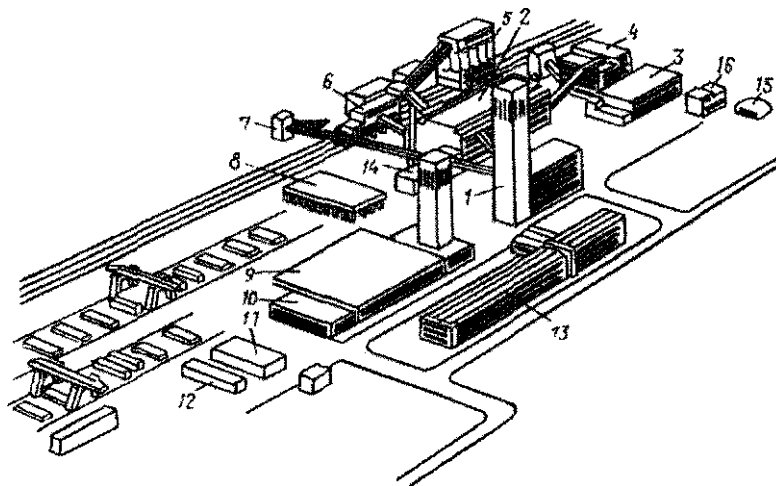


Рис. 1.16. Производственный комплекс на земной поверхности шахты:

1 — блок башенного копра с подъемными машинами главного ствола и дозирочно-аккумулирующие бункеры; 2 — главный корпус обогатительной фабрики (ОФ); 3 — радиальные сгустители; 4 — сушильное отделение; 5 — аккумуляторы и комплекс погрузки; 6 — комплекс погрузки сортированного угля; 7 — перегрузочный пункт; 8 — склад оборудования под навесом; 9 — блок главного материального ствола; 10 — компрессорная; 11 — компрессорная холодильной установки; 12 — насосная станция; 13 — административно-бытовой комбинат; 14 — котельная; 15 — резервуар для воды; 16 — вакуумная установка

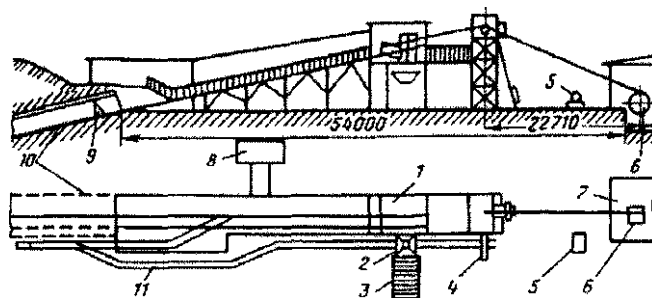


Рис. 1.17. Эстакада гаммного ствола при подъеме породы в скипах или вагонетках:
 1 — комплекс разгрузки скипа; 2 — бункер подачи бетона; 3 — эскада подачи бетона; 4 — тельфер; 5 — маневровая лебедка; 6 — подъемные машины; 7 — здание подъемной машины; 8 — калориферная; 9 — предохранительный барьер; 10 — устье; 11 — рельсовые пути

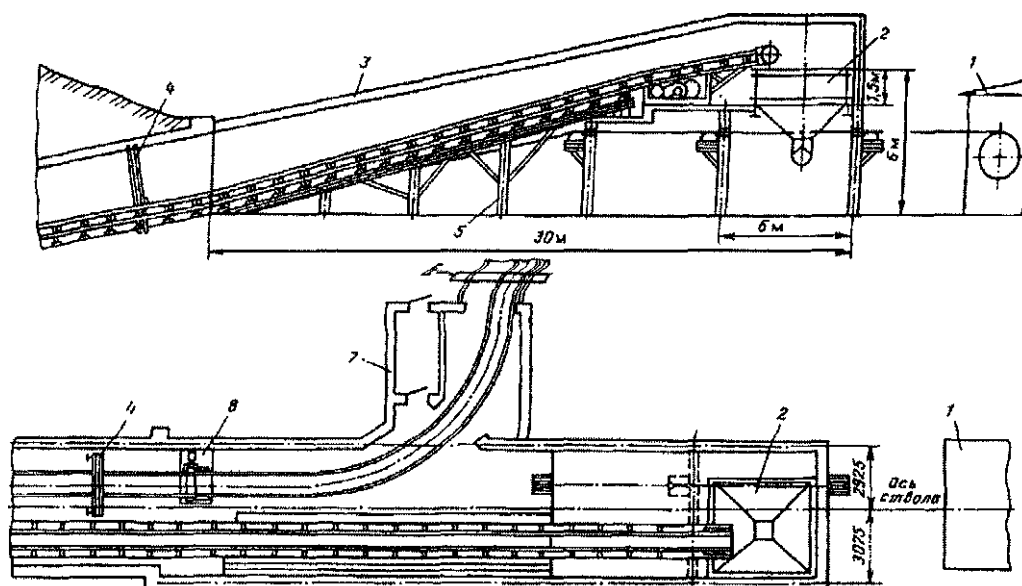


Рис. 1.18. Эстакада наклонного ствола при транспортировании породы конвейером:
 1 — здание подъемной машины; 2 — бункер породный; 3 — надшахтное здание; 4 — предохранительный барьер; 5 — эстакада под конвейер; 6 — козловый кран; 7 — галерея откаточных путей; 8 — задерживающий стопор

1.7. Основные сведения о свойствах горных пород

В процессах горного производства породы подвергаются удару, сжатию, разрыву, нагреву, охлаждению, растворению и др.

Характерное поведение горной породы при воздействии на нее различных физических, химических, биологических полей и сред называют **свойством горной породы**. Численные значения свойств горных пород называют **параметрами**.

Физические свойства и параметры горных пород определяются их минеральным составом, структурой, текстурой, количеством минерального вещества в единице объема породы и силами структурных связей между минеральными зернами.

В зависимости от вида и силы структурных связей различают твердые, связные и рыхлые горные породы.

К **твердым** относят горные породы, в которых связь между минеральными зернами жесткая, химическая, обеспечивающая их прочное взаимное сцепление; к таким горным породам относят кварцит, гранит, песчаник, базальт, диабаз и др.

В технологических процессах твердые горные породы делят на *скальные* и *полускальные*. К скальным относят изверженные, метаморфические и некоторые осадочные горные породы, имеющие пределы прочности при одноосном сжатии в насыщенном водой состоянии (влажность около 3—5 %) от 50 до 350 МПа. К полускальным относят осадочные и часть изверженных и метаморфических пород, имеющих предел прочности при одноосном сжатии в насыщенном водой состоянии (влажность около 12 %) от 20 до 50 МПа.

Связные — это тонкоизмельченные породы, в которых связи между дисперсными частицами могут существенно изменяться в зависимости от количества и вида воды в породе; в этих породах, находящихся в сухом состоянии, связь между частицами молекулярная; в породах, находящихся в увлажненном состоянии, связь между частицами ионно-электростатическая; к связным относятся глинистые породы.

Рыхлые — это сыпучие, раздельно-зернистые горные породы; в них связи между минеральными зернами практически отсутствуют, породы состоят из одного или нескольких минералов и представляют собой механические смеси их частиц, на контактах между которыми существуют силы трения.

Для обоснованного выбора технологий и технических средств наиболее эффективного ведения горных работ, для управления процессами горного производства необходимо знать свойства и параметры объекта разработки, т.е. разрабатываемых горных пород. Все параметры свойств горных пород, характеризующие их поведение в процессах горного производства, называют физико-техническими параметрами.

При изучении свойств горных пород используют понятия: массив горных пород, или породный массив, элементарный объем породного массива, горная порода в породном массиве, горная порода в разрыхленном состоянии, образец горной породы.

Массив горных пород, или просто массив, это часть земной коры, характеризующаяся общими условиями образования, геологическими особенностями и определенными физико-техническими параметрами слагающих его горных пород. Характерной особенностью массивов является различной степени дисперсность слагающих его горных пород, присутствие в нем жидких и газообразных включений. При ведении горных работ в массиве развиваются различные физические и физико-химические процессы, приводящие к изменению его состояния и физических параметров.

Элементарный объем породного массива — это часть массива, которая сохраняет все его свойства и в то же время настолько мала по сравнению с массивом, что ее состояние и параметры можно рассматривать как характеристики точки. Соответственно площадь поперечного сечения элементарного объема и его линейный размер называют элементарной площадкой и элементарной длиной.

Горная порода в породном массиве — это агрегат минералов, образующий массив, если он состоит из одной породы, или являющийся частью массива, сложенного из нескольких горных пород. Горной породе присущи вполне определенные свойства и их параметры, а также состояние, характерное для массива, частью которого является данная порода.

Горная порода в разрыхленном состоянии — это разрушенная порода, состоящая из отдельных кусков, образовавшихся в результате искусственного воздействия на нее или вследствие сдвижения породного массива под действием тектонических сил.

Образцы горной породы — это отдельные части, куски скальных или связных пород или небольшие объемы рыхлых пород, отделенные от основной породной массы. Образцы горных пород отличаются от пород, находящихся в массиве, степенью дефектности, силами связей, степенью насыщения газами, жидкостями, давлением, температурой и т.п. Образцы горной породы отбирают по установленным правилам и используют для экспериментального определения свойств породы. Полученные на образцах горной породы значения ее физико-технических параметров сопоставляют с данными натурных испытаний породы, находящейся в массиве.

Физико-технические свойства горных пород подразделяют на плотностные, механические, тепловые, электрические, магнитные, волновые, радиационные, гидродинамические и газодинамические. В конкретных технологических процессах горного производства используют горно-технологические параметры горных пород. Из числа физико-технических свойств горных пород выделяют базовые свойства, являющиеся минимально необходимыми и достаточными для общей характеристики породы как физического тела и объекта разработок (табл. 1.2).

Плотностные свойства горных пород зависят от их минерального состава, структуры, текстуры и характеризуют степень заполнения объема породы минеральным веществом. К плотностным свойствам горных пород, находящихся в естественном и разрыхленном состояниях, относят плотность, пористость, объемную массу, насыпную плотность, удельный вес и объемный вес.

Плотность горной породы ρ_0 , кг/м³, — масса M единицы объема V_0 твердой фазы породы

$$\rho_0 = M/V_0. \quad (1.1)$$

Таблица 1.2

Группа свойств	Физико-технические параметры	Обозначения и единицы измерения	Численные значения
Плотностные	Объемная масса Пористость	ρ , кг/м ³ P , %	1500—3500 1,5—30
Механические	Предел прочности при сжатии Предел прочности при растяжении Модуль продольной упругости Коэффициент Пуассона	$\sigma_{сж}$, Па $\sigma_{р}$, Па E , Па ν	$10—3 \cdot 10^8$ $0—2 \cdot 10^7$ $10^9—3 \cdot 10^{11}$ 0,1—0,45
Тепловые	Коэффициент теплопроводности Удельная теплоемкость Коэффициент линейного теплового расширения	λ , Вт/(м·К) C , Дж/(кг·К) α , 1/К	0,2 — 12 500—1500 $2 \cdot 10^{-6}—10^{-4}$
Электрические	Удельное электрическое сопротивление Относительная диэлектрическая проницаемость	ρ , Ом·м ϵ	$10^{13}—10^8$ 2—30
Магнитные	Относительная магнитная проницаемость	μ	0,9998—6,5

Плотность горной породы определяется плотностью слагающих ее минералов ρ_0 и может быть рассчитана по формуле

$$\rho = \sum_{j=1}^n \rho_j V_j \quad (1.2)$$

где n — число минералов, из которых состоит горная порода; V_j — доля объема, занимаемого каждым минералом.

Плотность горных пород составляет в основном от 2000 до 4500 кг/м³.

Практически любая горная порода состоит из минерального и пустотного объемов. Относительный объем всех пустот, заключенных в породе между минеральными зернами, — это *пористость* горной породы P , %, которая может быть представлена в виде

$$P = [V_0 / (V_0 + V_n)] \cdot 100, \quad (0.3)$$

где V_n — объем пустот, м³; V_0 — объем минерального скелета породы, м³.

Отношение объема пор к объему минерального скелета $V_n / V_0 = K$ называют *коэффициентом пористости*, который связан с пористостью соотношением

$$P = [K / (1 + K)] \cdot 100. \quad (1.4)$$

Пористость горных пород изменяется от 1,5 до 30 %, у некоторых горных пород пористость достигает 50 и даже 90 %.

Объемная масса горной породы ρ , это масса единицы объема сухой породы при данной пористости в ее естественном состоянии. Связь между объемной массой и плотностью горной породы выражается через пористость:

$$\rho = \rho_b(1-P), \quad (1-5)$$

или

$$\rho = \rho_b / (1 + P), \quad (1-6)$$

где P — пористость, доли единицы.

Объемная масса горных пород находится в пределах 1500—3500 кг/м³.

Насыпная плотность горных пород ρ_n , это масса единицы объема разрыхленной породы в насыпном состоянии. Насыпная плотность обычно меньше объемной массы породы и может быть определена по формуле

$$\rho_n = \rho / K_r, \quad (1-7)$$

где K_r — коэффициент разрыхления породы, представляющий собой отношение объема разрыхленной горной породы к объему, который эта порода занимала в массиве.

На коэффициент разрыхления пород оказывают влияние строение массива, способ рыхления и влажность горной породы, продолжительность содержания породы в отвале или складе. Обычно коэффициент разрыхления сыпучих и связных пород изменяется в пределах 1,1—1,3, скальных пород — 1,9—2,2.

Насыпная плотность разрыхленных пород при крупности кусков 5—50 мм находится в пределах 1200—1600 кг/м³. Такие характеристики, как плотность, объемная масса и насыпная плотность применяют в тех случаях, когда оценивают количество вещества в горных породах.

При решении задач, связанных с проявлениями гравитационных сил в породных массивах, используют силовые параметры: удельный и объемный веса горных пород.

Удельный вес горной породы γ_0 — вес единицы объема твердой фазы породы. Удельный вес породы и ее плотность связаны следующим соотношением:

$$\gamma_0 = \rho \cdot g, \quad (1-8)$$

где g — ускорение свободного падения тела, м/с².

Объемный вес горной породы γ — вес единицы объема сухой породы в естественном состоянии. Объемный и удельный веса связаны между собой формулой

$$\gamma = \gamma_0(1-P), \quad (1-9)$$

или

$$Y_0 = Y(1 + \dots), \quad (1.10)$$

Механические свойства горных пород характеризуют их поведение в различных механических силовых полях, создаваемых ударом механического инструмента, взрывом заряда взрывчатого вещества, действием гравитационных сил и др. Под действием внешних механических силовых полей в породах появляются противодействующие внешним внутренние силы, плотность которых называют *напряжениями*. Следовательно, напряжение σ , Па, — отношение внутренней силы F , Н, действующей на площадке S , м^2 :

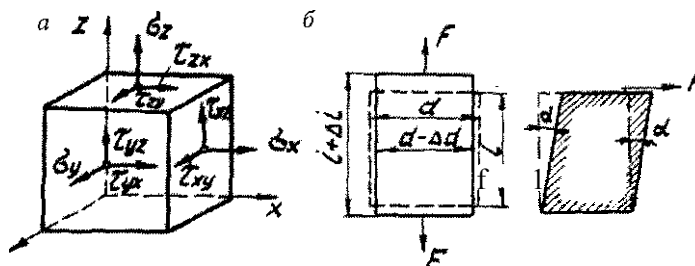
$$\sigma = F/S.$$

Сила является величиной векторной, т.е. действующей в определенном направлении. Если внешние силы действуют на породу только в одном направлении, по одной оси координат, то считается, что они вызывают в породе одноосное напряженное состояние; если в направлении двух или трех осей, то соответственно двухосное, т.е. плоское, или трехосное, т.е. объемное напряженные состояния. Напряжения, направленные перпендикулярно к рассматриваемой площадке, называют нормальными σ , напряжения, направленные вдоль площадки, — касательными τ . Так, на каждой грани элементарного объема породного массива можно выделить по три вектора напряжений — два взаимно перпендикулярных вектора касательных напряжений и один вектор нормального напряжения (рис. 1.19, а).

Под действием внешних сил в породе могут появляться *деформации* сжатия, растяжения, сдвига, соответствующие возникающим напряжениям (см. рис. 1.19, б, в). Нормальным напряжениям соответствуют относительные линейные деформации $\epsilon = \Delta l / l$, где l — линейный размер образца породы; Δl — изменение линейного размера образца. Касательным напряжениям соответствуют деформации сдвига $\gamma = \tan \alpha$, где α — угол сдвига у граней образца; вследствие малости углов сдвига принимаем $\tan \alpha \sim \alpha$. Деформации считают упругими в том случае, когда порода почти мгновенно восстанавливает свою форму и размеры после снятия нагрузки, пластическими, — когда в породе сохраняется остаточная деформация после снятия нагрузки, и разрушающими, — когда порода теряет свою сплошность и разделяется на части. *Упругость* — способность горных пород к накоплению энергии в потенциально обратимой форме. Связь между напряжения-

Рис. 1.19. Напряжения и деформации:

а — компоненты напряжений в элементарном объеме породы, находящейся в трехосном напряженном состоянии; б — деформации образца породы под действием нормальных сил; в — то же, под действием касательных сил



ми и деформациями в горных породах выражают через параметры механических свойств пород. К таким параметрам относят модуль продольной упругости, коэффициент Пуассона, пределы прочности при сжатии, растяжении и сдвиге, сцепление, угол внутреннего трения, для рыхлых, сыпучих пород — угол естественного откоса.

Модуль продольной упругости E , Па, — коэффициент пропорциональности между нормальными напряжениями σ и упругими деформациями ϵ , характеризующий способность горных пород сопротивляться деформированию и восстанавливать исходную форму и размеры после прекращения действия нагрузки:

$$E = \sigma / \epsilon. \quad (1.11)$$

Связь между касательными напряжениями τ и соответствующей упругой деформацией сдвига γ установлена через *модуль сдвига* G , Па:

$$\tau = G\gamma.$$

Модули упругости горных пород обычно возрастают с повышением их плотности и увеличиваются от кислых к основным и ультраосновным породам.

Коэффициент Пуассона ν — коэффициент поперечной деформации, который представляет собой отношение упругой относительной поперечной деформации к упругой относительной продольной деформации:

$$\nu = \Delta d / (\Delta l), \quad (1.12)$$

где Δl и Δd — соответственно продольный и поперечный размеры образца породы. Значения коэффициента Пуассона горных пород обычно составляют 0,2—0,4.

Пределы прочности горных пород при сжатии $\sigma_{сж}$, растяжении σ_r и сдвиге $\tau_{сдв}$ — это критические значения соответствующих одноосных напряжений, при которых происходит разрушение породы. Под *прочностью* горной породы понимают ее способность сопротивляться, не разрушаясь, действию на нее различных сил. Прочность горной породы зависит от прочности составляющих ее минералов, сил связи между ними, вида и количества дефектов внутри минеральных зерен и на их границах, от строения породного массива и имеющихся в нем геологических нарушений, от других факторов. Значения пределов прочности твердых горных пород при одноосном сжатии — 10—270 МПа, при сдвиге — 0,01—70 МПа, при растяжении — 0—40 МПа.

Для оценки прочности горных пород широкое распространение получила теория Мора, согласно которой разрушение пород происходит от сдвига или растяжения. Разрушение от сдвига происходит в том случае, когда касательное напряжение τ , действующее в плоскости сдвига и зависящее от нормального к этой плоскости напряжения σ , достигнет значения большего, чем предел прочности породы. Разрушение породы от растяжения происходит в том случае, когда наименьшее значение действующего нормального напряжения достигнет предела прочности породы при одноосном растяжении.

Предельные касательные напряжения, при которых происходит разрушение горных пород, в зависимости от действующих нормальных напряжений определяют по формуле

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg} \varphi, \quad (1.13)$$

где C и φ — экспериментально определяемые параметры прямой, касательной к полуокружностям с диаметрами, равными пределам прочности породы на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ и одноосное растяжение $\sigma_{р}$ (рис. 1.20).

Параметры C и φ называют соответственно сцеплением и углом внутреннего трения горной породы.

Сцепление горной породы C — предел прочности породы при срезе в условиях отсутствия нормальных напряжений; для рыхлых сухих пород $C = 0$, и зависимость (1.13) имеет вид

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \varphi.$$

В скальных горных породах сцепление определяют силы связей между частицами породы, в связных и влажных рыхлых породах — силы капиллярного натяжения воды, находящейся в породе. Сцепление горных пород изменяется от 1 до 80 МПа.

Угол внутреннего трения породы φ — это угол наклона касательной к кругам Мора, характеризующий влияние сил трения между минеральными зёрнами на сопротивление породы действующим силам. Тангенс угла внутреннего трения $\operatorname{tg} \varphi$ называют *коэффициентом внутреннего трения*, который является коэффициентом пропорциональности между приращениями нормальных и касательных напряжений. Для рыхлых сухих горных пород угол φ соответствует их углу естественного откоса. Угол внутреннего трения горных пород находится в пределах 25—36°.

Угол естественного откоса горных пород φ_p — это угол, образованный свободной поверхностью рыхлой горной массы с горизонтальной плоскостью. По существу, угол φ_p представляет собой предельное значение угла внутреннего трения φ . Угол естественного откоса сухих разрыхленных пород составляет 32—45°, увлажненных — 25—40°, насыщенных водой — 10—25°; для тонкодисперсных насыщенных водой пород (пльвунов, болотистого грунта) угол естественного откоса не превышает 3—5°.

Горно-технологические свойства горных пород характеризуют их устойчивость в силовом поле и разрушаемость определенными техническими средствами (к ним относят крепость, твердость, вязкость, дробимость и буримость механическим способом, сопротивляемость резанию, взрываемость зарядом взрывчатого вещества), а также параметры, которые характеризуют воздействие породы на инструмент (абразивность) и на технологические про-

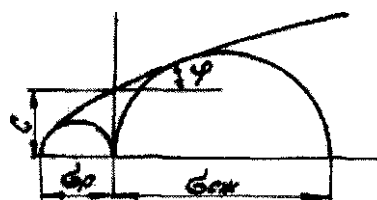


Рис. 1.20. Взаимосвязь между касательными и нормальными напряжениями в горной породе

цессы добычи и переработки (выбросоопасность, метаноносность, самовозгораемость, обогатимость и др.).

Крепость горных пород — условное понятие, характеризующее проявление совокупности механических свойств горных пород при действии на них механических сил. Понятие крепости горных пород используют при оценке их разрушаемости практически во всех технологических процессах добычи и переработки полезных ископаемых. Крепость возрастает с увеличением содержания в породе прочных минералов и сил связей между минеральными зернами и отдельными блоками породного массива. Понятие крепости предложил проф. М.М. Протодяконов (старший), который для количественной оценки крепости ввел коэффициент крепости f , в первом приближении пропорциональный пределу прочности образца горной породы при одноосном сжатии. Им была предложена также классификация, в которой все разрабатываемые горные породы подразделяются по крепости на десять категорий. К категории X относятся слабые, плавунные породы, имеющие $f = 0,3$, к категории I — крепкие вязкие базальты, микрокварциты, диорит-порфириды и другие горные породы, имеющие $f = 20$. Коэффициент крепости определяют экспериментально, а также рассчитывают по формуле

$$f = 10^{-7} \sigma_{сж}. \quad (1.14)$$

Более точно эта связь описывается следующим выражением:

$$f = 0,33 \cdot 10^{-7} \sigma_{сж} + 0,58 \cdot 10^{-3} \sqrt{\sigma_{сж}}. \quad (1.15)$$

Акад. В.В. Ржевский предложил классифицировать горные породы по пяти категориям крепости на основе показателя трудности разрушения пород 77_p :

$$77_p = 5 \cdot 10^{-2} (\sigma_{сж} + \sigma_p + \tau_{сдв}) + 5 \cdot 10^{-5} \gamma, \quad (1.16)$$

где $5 \cdot 10^{-2}$ — эмпирический коэффициент, МПа^{-1} ; $5 \cdot 10^{-5}$ — эмпирический коэффициент, $\text{м}^3/\text{Н}$; $\sigma_{сж}$, σ_p и $\tau_{сдв}$ — соответственно пределы прочности при сжатии, растяжении и сдвиге, МПа ; γ — объемный вес породы $\text{Н}/\text{м}^3$.

Значение 77_p по категориям крепости изменяется от 0,2—1 для плавунных и разрыхленных пород до 21—25 для скальных весьма трудноразрушаемых пород. Показатель 77_p в основном коррелирует с f .

Абразивность горных пород — способность пород изнашивать контактирующие с ними поверхности исполнительных органов породоразрушающих, выемочно-погрузочных, транспортных и других горных машин в процессе их работы. Абразивность определяется прочностью, формой и размерами зерен породообразующих минералов. По методу, предложенному Л.И. Бароном и А.В. Кузнецовым, абразивность горных пород характеризуют показателем абразивности, который определяют путем измерения уменьшения массы, мг, тупого цилиндрического стержня из незакаленной стали из-за истирания

Дробление — уменьшение размеров кусков горной массы путем их раздавливания, раскалывания на стадии первичной переработки руды.

Измельчение — уменьшение размеров кусков горной массы посредством их раскалывания на более мелкие кусочки или истирания с поверхности.

Сущность разрушения заключается в разрыве связей между частицами минералов, из которых состоят горные породы. Разрушение происходит в результате критического скопления точечных, линейных и объемных дефектов кристаллического строения. В горных породах дефектами являются контакты между зернами минералов и между слоями, а также трещины. В местах скопления дефектов зарождаются микротрещины, которые «размножаются», перерастают в макротрещины, соединяются между собой, превращаясь в магистральные трещины, приводящие к разделению объема породы на отдельные части. На движение дефектов, на развитие трещиноватости, т.е. на разрушение горной породы должна быть затрачена энергия, которая передается в горную породу различными способами.

Способ передачи горной породе, введения в нее энергии практически определяет и название способа разрушения породы. При непосредственном контактом воздействии на породу механического инструмента разрушение называют *механическим*. Если в горную породу для ее разрушения поступает энергия от взрыва заряда взрывчатого вещества (ВВ), то разрушение называют *взрывным*. В настоящее время механическое и взрывное разрушения горных пород являются наиболее широко применяемыми. Этими способами можно разрушить практически все типы твердых и связных горных пород. Однако вследствие того, что в связных породах прочность обусловлена водно-коллоидной связью между частицами, которая является существенно менее прочной, чем в кристаллических породах, в определенных горно-геологических условиях по техническим, технологическим и экономическим показателям более целесообразно применять *гидравлический способ разрушения*. Сущность его состоит в размыве пород струей воды, вылетающей из насадки гидромонитора с большой скоростью. Существуют также *физические способы разрушения* горных пород, отличительным признаком которых является то, что энергия для разрушения вводится в породу, как правило, без непосредственного контакта генератора энергии с породой. Непосредственно на поверхность разрушаемой породы воздействует газовый теплоноситель или поток электромагнитного излучения. При конвективном теплообмене способ разрушения называют *термическим*; при передаче энергии посредством электромагнитного излучения — *электротермическим*. Существует также способ разрушения горных пород с контактным вводом в породу электроэнергии с помощью электродов. При всех этих способах разрушение породы происходит от механических напряжений, возникающих в породе вследствие ее теплового расширения.

Основное влияние на выбор способа разрушения оказывают свойства горных пород, прежде всего их прочность, а кроме этого структурные особенности породного массива: зернистость, слоистость, трещиноватость. При оценке возможностей использования физических способов разрушения с термическими и электромагнитными воздействиями учитывают также тепловые и упругие, электрические и магнитные свойства горных пород. Во всех случаях при выборе способа разрушения пород необходимо исходить из масштаба ведения горных работ.

При любом способе разрушения важным фактором, влияющим на эффективность протекания процесса и расход энергии на его реализацию, является расположение места концентрации вводимой в породу энергии относительно поверхностей обнажения массива, которые называют свободными поверхностями. При отбойке породы от массива свободных поверхностей может быть одна, две или три.

2.2. Механическое разрушение горных пород

Для отбойки горных пород механическим способом применяют в качестве породоразрушающих инструментов **резцы, долотчатые и штыревые коронки, штыревые и дисковые шарошки**. Отбойка некоторого объема породы механическим инструментом при наличии одной свободной поверхности происходит выколом, при наличии более одной свободных поверхностей — сколом.

2.2.1. Отбойка горных пород резцами

Условия применения **резцов** для отбойки горных пород следующие:

- *по физическим свойствам*: отбойка углей, антрацитов, каменной соли с сопротивляемостью резанию до 3 кН/см и горных пород с коэффициентом крепости преимущественно $/ < 4$ и абразивностью до 15 мг; находят распространение резцы, обладающие параметрами, которые позволяют осуществлять резание пород в массиве с коэффициентом крепости $/$ до 7—8 и абразивностью до 18 мг;
- *по решаемым технологическим задачам*: для бурения шпуров и скважин, отбойки угля с целью добычи в очистных забоях, для отбойки угля и пород в угольных и смешанных породно-угольных забоях при проведении подготовительных выработок.

Отбойка резцом заключается в следующем: резец, представляющий собой клиновидный инструмент (рис. 2.1 и 2.2), при резании создает в породе ядро уплотнения, которое, сопротивляясь сжимающей силе, расширяется в сторону второй свободной поверхности и отбивает объем породы *ABCD*. Резец отбивает породу слоями — стружками. Таким образом, разрушение резанием — это отбойка сколом при наличии двух свободных поверхностей.

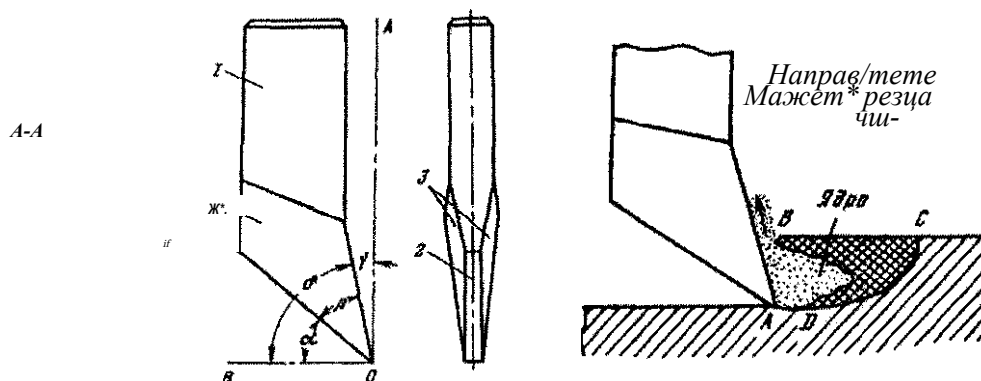


Рис. 2.1. Геометрические параметры резца:

1 и 2 — передняя и задняя поверхность (грань) резца соответственно; 3 — боковые грани резца; 4 и 5 — главная и боковые режущие кромки резца; / — державка резца; II — рабочая часть (головка) резца

Рис. 2.2. Схема отбойки угла резцом

При рассмотрении отбойки посредством резания применяют следующие понятия. **Плоскость резания** OB — касательная к поверхности резания, проходящая через режущую кромку резца. **Угол резания** 5 — угол между передней поверхностью резца и плоскостью резания; у радиальных резцов $5 = 80+85^\circ$, у тангенциальных — $5 = 65+80^\circ$. **Передний угол** y — это угол между передней поверхностью резца и плоскостью, проходящей через режущую кромку перпендикулярно плоскости резания. Передний угол может быть равен, меньше или больше нуля. Положительные значения $y = 5+13^\circ$, отрицательные (при резании крепких углей) — до 25° ; если угол резания $5 < 90^\circ$, y имеет положительное значение, если $8 > 90^\circ$, то y — отрицателен. **Угол заточки** P — угол между передней и задней гранями резца, $P = 55+80^\circ$. **Задний угол** a — угол между касательной к задней грани резца и

плоскостью резания. Радиальные резцы имеют $a < 15^\circ$, а тангенциальные — $a > 15^\circ$.

Некоторые виды резцов для вращательного бурения шпуров, т.е. для бурения резанием, показаны на рис. 2.3, для бурения скважин — на рис. 2.4.

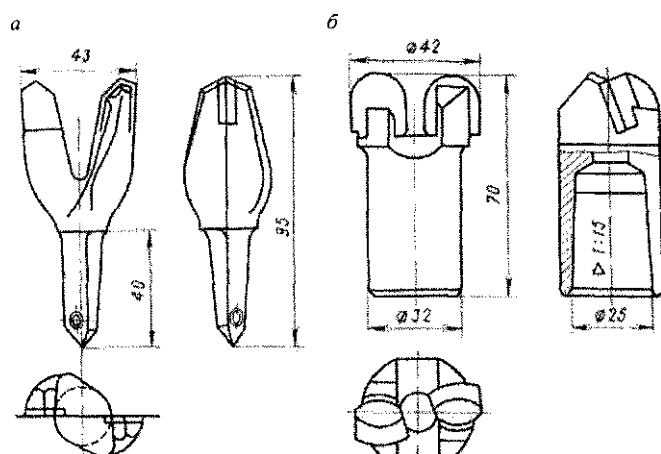
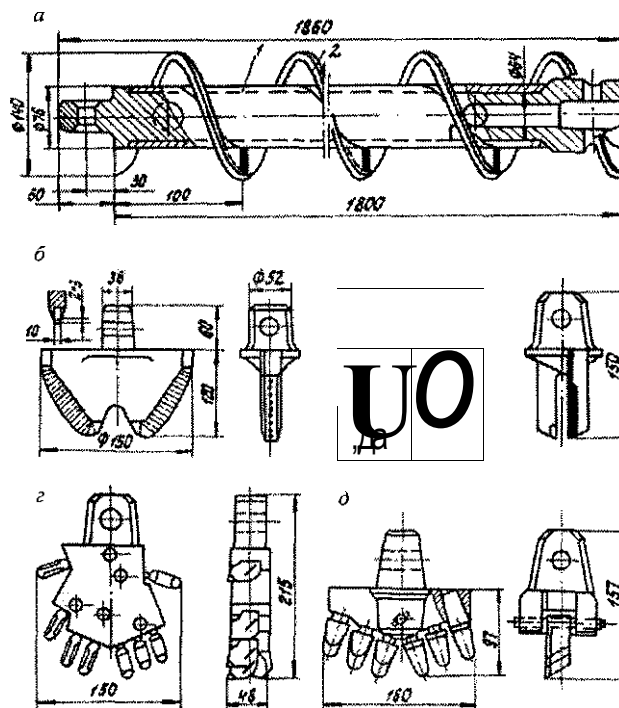


Рис. 2.3. Резцы для вращательного бурения шпуров:
а, б — угольный и породный резцы

Рис. 2.4. Буровой инструмент для вращательного бурения резанием

Исполнительные органы подземных выемочных машин оснащают радиальными и тангенциальными резцами. У *тангенциальных резцов* задние углы больше, чем у радиальных и, как правило, больше вылет и длина хвостовика. Они снимают стружку большей толщины, что улучшает сортность добываемого угля и снижает энергоемкость отбойки. Предпочтительная область применения тангенциальных резцов — пласты угля с сопротивляемостью резанию до 2 кН/см, не содержащие значительных



включений пород, колчедана и кварца. Применение тангенциальных резцов для выемки крепких и вязких углей повышает динамические нагрузки на основные узлы комбайнов. *Радиальные резцы* для очистных комбайнов показаны на рис. 2.5, а тангенциальные — на рис. 2.6. Тангенциальными резцами типа РКС-2 оснащаются также коронки стреловидных исполнительных органов проходческих комбайнов.

Для изготовления резцов обычно применяют хромокремнемарганцевую сталь марки 35ХГСА. Изготовление резцов включает в себя несколько операций: собственно изготовление, армирование твердыми сплавами, заточку, контроль и приемку. Собственно изготовление заключается в производстве заготовки резца горячей штамповкой. Затем выполняют механическую обработку резца, которая представляет собой фрезерование гнезда под пластинку твердого вольфрамокобальтового сплава. Этот сплав содержит 94—85 % карбида вольфрама и 6—15 % кобальта. Карбид вольфрама придает сплаву высокую твердость и износостойкость, но он весьма хрупок. Кобальт — ковкий и вязкий металл, хорошо смачивает зерна карбида, когда расплавлен, в результате чего при затвердевании между зернами образуется прочная связь. По структуре различают сплавы мелко-, средне- и крупнозернистые. При одинаковом химическом составе крупнозернистые сплавы имеют более высокие прочность и ударную вязкость, чем мелкозернистые, но износостойкость их ниже. Это объясняется тем, что в крупнозернистом сплаве суммарная площадь поверхности карбидных зерен меньше, чем в средне- и мелкозернистых сплавах.

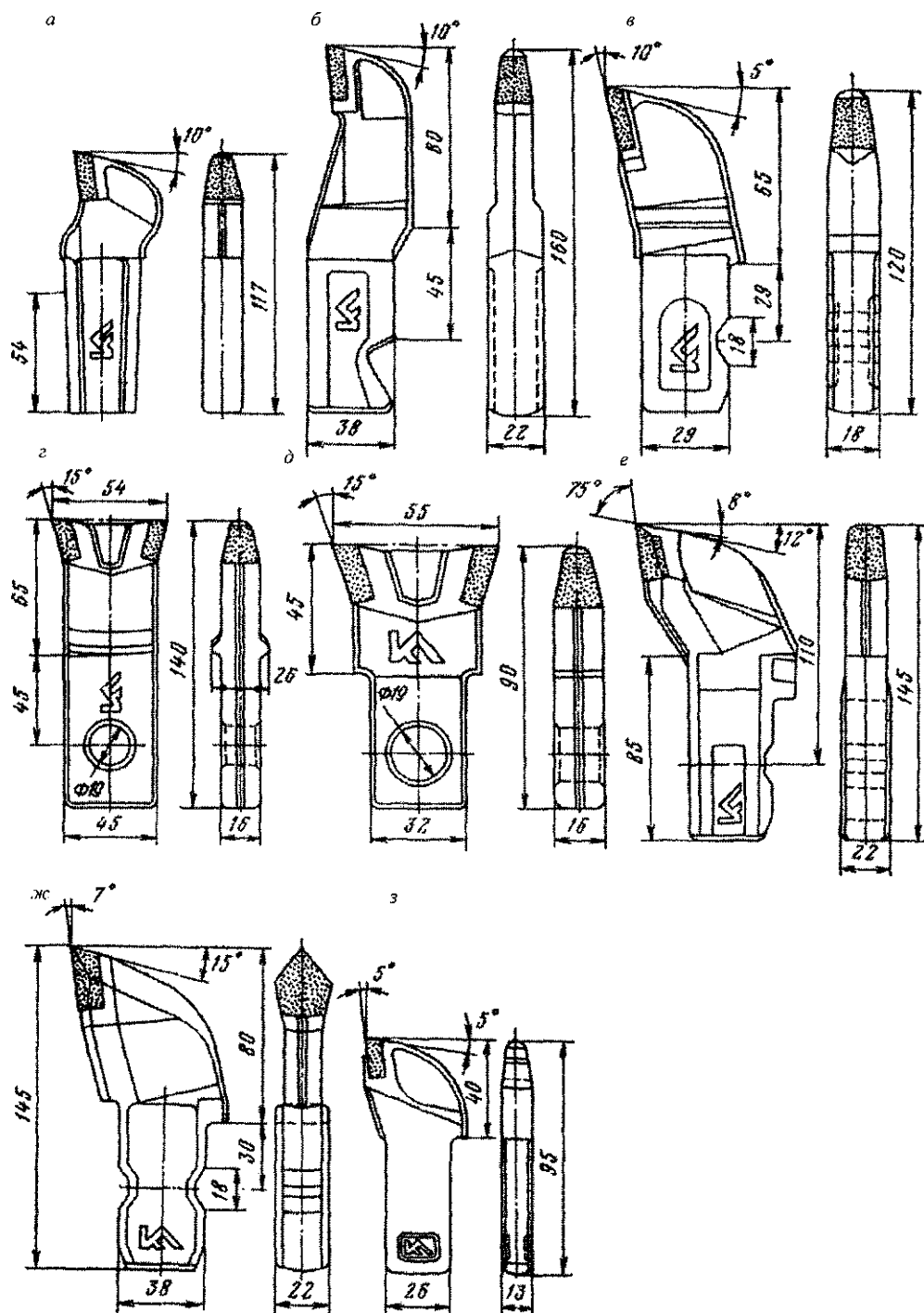


Рис. 2.5. Радиальные резцы для очистных комбайнов

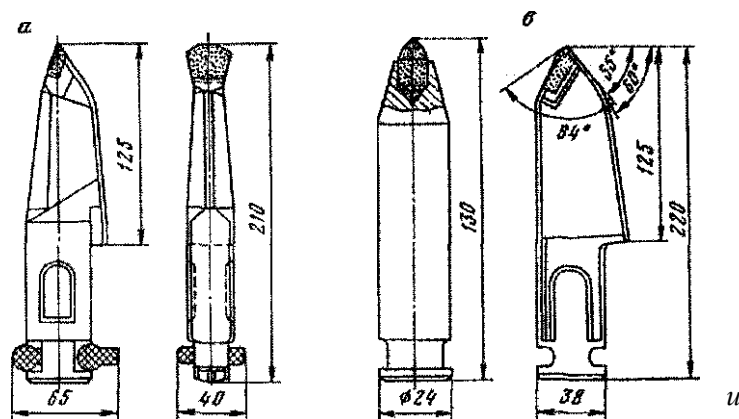


Рис. 2.6. Тангенциальные резцы для очистных комбайнов

Для армирования резцов выемочных машин и буровых установок применяют среднезернистые сплавы ВК8 и крупнозернистые — ВК6В, ВК8В, ВК11В. Буквы ВК означают, что сплав состоит из карбида вольфрама и кобальта, цифры показывают содержание Со, %, а буква В после цифры указывает на то, что сплав крупнозернистый. Сплав ВК6В более износостойкий, но менее прочный по сравнению со сплавами ВК8В и ВК11В. Поэтому резцы с пластинками из сплава ВК6В рекомендуется применять для отбойки углей менее крепких и не содержащих большого количества твердых включений. При работе в тяжелых горно-геологических условиях надежность и долговечность резцов, армированных пластинками сплавов ВК8В и ВК11В, выше примерно на 15—25 %, чем резцов, армированных пластинками сплава ВК6В. Работоспособность резца определяется также качеством припаивания пластинки к резцу. При недостаточно прочной пайке пластинка отскакивает и резец выходит из строя. Для пайки твердосплавной пластинки к резцу применяют в качестве припоя сплавы цветных металлов: меди, никеля, марганца и цинка. Толщина припоя обычно составляет 0,2 мм, поэтому подготовленное под пластинку гнездо имеет размеры на 0,25—0,3 мм больше, чем пластинка, которая может в него поместиться. Пластинки перед пайкой проверяют на отсутствие в них трещин, выкрашиваний и раковин. После этого их и гнезда в резцах промывают в водных растворах кислот или в горячем растворе каустической соды для обезжиривания. Пластинку твердого сплава вставляют в гнездо резца и припаивают. В качестве флюса используют смесь, состоящую из 60 % буры ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), 30 % борной кислоты (H_2BO_3) и 10 % фтористого кальция. Резец нагревают в печах до $T = 1150+1200^\circ\text{C}$, несколько превышающей температуру плавления меди (1084°C), после этого пластинку прижимают к опорным поверхностям резца с помощью пресса. После затвердевания меди резец погружают в сухой песок или гашеную известь для остывания. Затем резец затачивают на шлифовальных кругах.

Резцы изнашиваются от постепенного истирания или разрушаются от чрезмерных нагрузок. Разрушение от чрезмерных нагрузок носит, как правило, случайный характер, хотя более 60 % поломок происходит именно по этой причине, истирание является закономерным процессом. Износ резца характеризуется образованием на его конце торцевой площадки. Затупленные резцы восстанавливают посредством заточки на кругах из зеленого карбида кремния. Для предварительной заточки рекомендуется применять крупнозернистые круги с размером зерен 30—32 мкм, для чистовой заточки — среднезернистые с размером зерен 25—16 мкм. Размер круга выбирают таким, чтобы круговая скорость заточки составляла при воздушном охлаждении 14—15 м/с, а с охлаждением водой или эмульсией — не более 20 м/с. Число затупившихся резцов, отнесенное к 1 т добытого угля, называют удельным расходом резцов.

Создаются новые технологии изготовления резцового инструмента. Сущность одной из них состоит в том, что для изготовления корпусов резцов применяется объемная многостадийная холодная штамповка без применения дополнительной механической обработки. При этом используют вместо углеродистых и марганцевистых сталей прочные хромистые стали, обеспечивающие более высокую износостойкость корпуса резца. В результате применения для каждого участка резца по его длине материалов, соответствующих характерным условиям работы при отбойке породы, получают дифференцированные параметры по твердости и соответственно износостойкости, по стойкости от изгибных и ударных нагрузок, появляющихся в резце при отбойке пород в неоднородных массивах (рис. 2.7). По данным разработчиков, такими резцами можно осуществлять отбойку горных пород, имеющих $\sigma_{сж}$ до 100 МПа и абразивность до 30 мг.

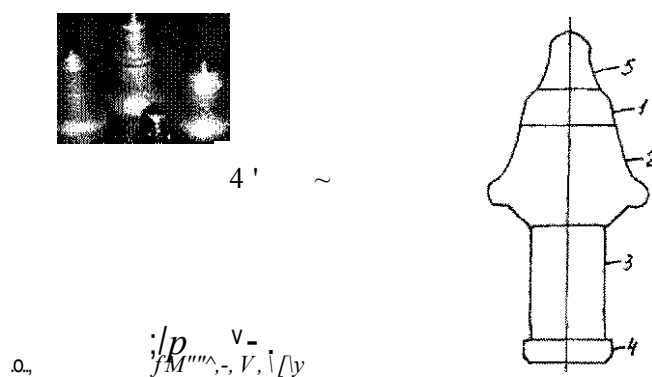


Рис. 2.7. Конусные резцы, изготавливаемые холодной штамповкой:

1 — участок абразивного износа, твердость по Роквеллу HRC 51—54, твердость по Бринеллю HB 495—532; 2 — переходный опорный участок, HRC 30—38, HB 285—350; 3 — участок, работающий на изгиб, HRC 30—38, HB 285—350; 4 — дополнительный опорный участок хвостовика, HRC 20—25, HB 217—248; 5 — твердосплавная вставка

На разрушении пород резцами основано вращательное бурение шпуров и скважин. При таком бурении буровой инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважины, и одновременно подается на забой с определенным усилием, величина которого должна превышать предел прочности породы при вдавливании в нее режущего инструмента. Удаление разрушенной породы из шпура или скважины при вращательном бурении осуществляется с помощью витых штанг и шнеков.

Шпуры бурят электросверлами, которые могут быть ручными и колонковыми, т.е. установленными на специальных поддерживающих колонках. По виду потребляемой энергии различают также пневматические и гидравлические сверла. Ручные сверла массой до 24 кг применяют для бурения шпуров в породах с $f < 2$. Для бурения шпуров в породах с $f < 4$ используют ручные сверла с принудительной подачей на забой с помощью механизма, закрепляемого на забое выработки. Эти сверла устанавливают также на легких распорных колонках. Более тяжелые колонковые сверла с двигателями мощностью 2,5—5 кВт применяются для бурения шпуров в породах, имеющих $f < 6$. Эти сверла устанавливают также на буровых каретках и манипуляторах.

Техническая характеристика сверл для бурения шпуров приведена в табл. 2.1.

В качестве породоразрушающего инструмента при бурении пород сверлами применяют угольные (см. рис. 2.3, а) и породные (рис. 2.3, б) резцы, армированные пластинками твердых сплавов ВК6, ВК8, ВК8В. Витые штанги для вращательного бурения шпуров изготавливают из сталей ромбического, прямоугольного и круглого поперечного сечений (рис. 2.8).

Разрушение пород резцами осуществляют при бурении скважин станками вращательного (шнекового) бурения на карьерах, разрабатывающих породы с $f < 6$. Для бурения наклонных и вертикальных скважин диаметром 110—160 мм применяют станки вращательного бурения типа СБР-125, относящиеся к классу легких, и тяжелые станки типа СБР-160. Производительность легких станков в породах с $f < 3$ составляет 40—120 м/смену, а тяжелых — 70—120 м/смену в породах с $f \sim 4$. При повышении крепости пород до $f = 6+8$ производительность снижается до 10 м/смену, а износ бурового инструмента резко возрастает. Скорость резания при бурении скважин станком СБР-125 составляет до 86,4 м/мин, а станками СБР-160 — до 124 м/мин.

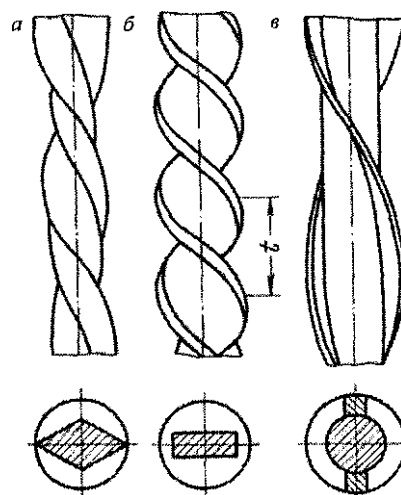


Рис. 2.8. Штанги для вращательного бурения шпуров с ромбической (а), прямоугольной (б) и круглой (в) формой поперечного сечения

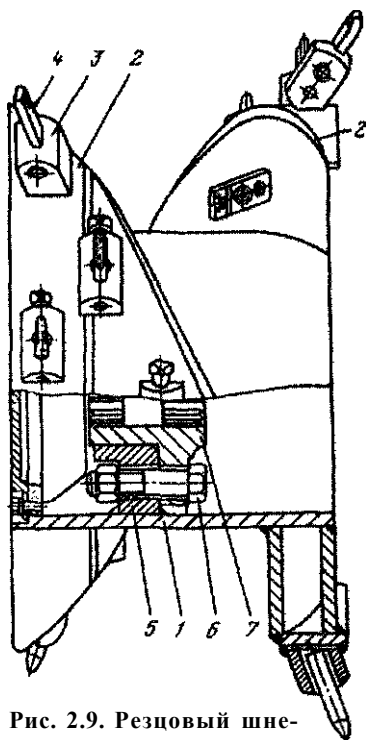


Рис. 2.9. Резцовый шнековый исполнительный орган очистного комбайна:
1 — труба; 2 — лопасть; 3 — кулак; 4 — резец; 5 — диск; 6 — болт; 7 — ступица

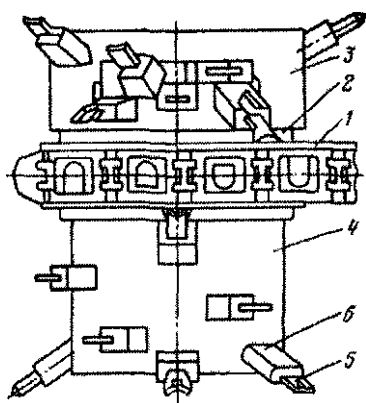


Рис. 2.10. Резцовый барабанный исполнительный орган очистного комбайна:
1 — бар; 2, 3 и 4 — барабаны; 5 — резцы в кулаках 6

Буровой инструмент для вращательного бурения состоит из набора штанг, шнеков и резцов. Штанга (см. рис. 2.4, а) представляет собой трубу с приваренной к ней спиралью из полосовой стали, армированной по наружной кромке наплавкой твердого сплава; резцы обычно имеют закругленные лезвия, армированные вставками из твердого сплава цилиндрической формы или в виде пластин (см. рис. 2.4, б, в); долота со съёмными резцами (см. рис. 2.4, г, д) позволяют повысить скорость бурения. При увеличении крепости пород / от 2 до 8 и их абразивности проходка на один резец уменьшается от 500 до 20 м.

Отбойка горных пород резанием происходит при проведении подземных горных выработок комбайнами со стреловидными исполнительными органами. Коническими резцами оснащаются, практически все типы их исполнительных органов: конические и барабанные коронки, баровые, корончатые и др. Резцами оснащаются бароцепные, шнековые, буровые, струговые и другие исполнительные органы очистных комбайнов (рис. 2.9, 2.10).

Рабочие органы современных российских и зарубежных очистных комбайнов в основном представляют собой трех- четырехзаходные шнеки (рис. 2.11). Шнеки в нашей стране выпускают диаметром от 1200 до 2800 мм с шириной захвата 500, 630 и 800 мм. Российские шнеки оснащаются тангенциальными резцами РГ-501, стойкость которых превосходит стойкость серийных резцов типа РКС1, РКС2.

Тангенциальными резцами РГ401-12 снабжены исполнительные органы эксплуатирующихся в шахтах проходческих комбайнов 1ГПКС. Для повышения стойкости при производстве резцов для проходческих и очистных комбайнов (рис. 2.12.) вместо обычной технологии применяют технологию клиновой прокатки.

Рис. 2.11. Шнек современных очистных комбайнов

Рис. 2.12. Резцы для проходческих и очистных комбайнов

Техническая характеристика станков вращательного бурения

	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважин, мм.....	125	160
Глубина бурения, м.....	24	24
Частота вращения бурового инструмента, об/мин.....	220	80; 124; 160; 248
Осевое усилие на буровой инструмент, кН.....	До 10	До 80
Мощность электродвигателя вращателя, кВт.....	22	40
Масса станка, кг.....	2000	12000

Таблица 2.1

Техническая характеристика сверл для бурения шпуров

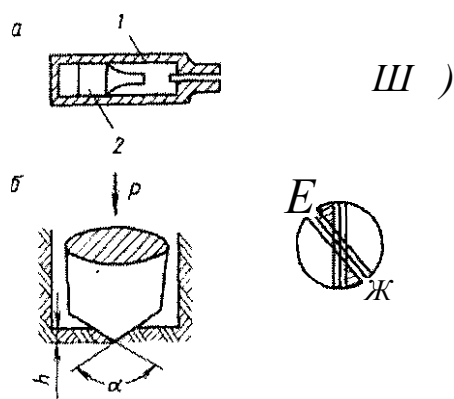
Показатели	ЭР14Д-2М	СЭР-19-2М	ЭР-18Д-2М	ЭРП-18Д-2М	СРЗ	СРЗМ	ЭБГП-1
Мощность двигателя, кВт	1	1,2	1,4	1,4	2,6	2,6	3,5
Частота вращения шпинделя, об/мин	860	600 750 960	640	300	335	335	170; 315
Усилие подачи на забой, кН	–	–	–	3	–	–	14,6
Масса сверла, кг	16	16,5	17	24	13	13,2	130
<i>Примечание.</i> ЭР — электросверло ручное, СЭР — сверло электрическое ручное, СР — сверло ручное пневматическое, ЭБГП — электробур с гидropодачей на забой, колонковый.							

2.2.2. Отбойка горных пород коронками

При отбойке породы резанием инструмент непрерывно находится под усилием в контакте с породой в течение длительного времени. Этот процесс называют процессом со **статическим воздействием** инструмента на породу. Для отбойки резанием пород, имеющих коэффициент крепости $f > 6$, потребовалось бы создать на контакте инструмента (резца) с породой огромные усилия, которые возможны лишь при наличии крупногабаритных машин, при этом прочность деталей и узлов машины может оказаться меньше прочности породы.

Для отбойки крепких ($f > 6$) пород применяется **динамическое воздействие**, при котором по породе наносят удар специальным инструментом — коронкой, долотом, представляющим собой клин или ряд штырей. При ударе, продолжительность которого составляет около 10^{-3} с, в породу передается определенное количество энергии, в результате чего под инструментом образуется ядро уплотнения, которое, расширяясь в направлении, перпендикулярном к вектору скорости коронки, производит разрушение породы. При этом в ударной машине статические нагрузки невелики; они необходимы лишь для прижатия коронки к породе. Поэтому ударные машины являются высокопроизводительными и имеют сравнительно небольшую массу. При динамическом действии инструмент совершает возвратно-поступательное движение для передачи импульсов энергии породе в направлении, перпендикулярном к обрабатываемой поверхности, а также вращательное или поворотное циклическое движение вокруг своей оси для последовательного разрушения породы по всей площади забоя (рис. 2.13).

Динамическое разрушение с непрерывным вращением инструмента называют **ударно-вращательным**, а с поворотом инструмента на определенный угол после каждого удара — **ударно-поворотным**. Различают также **вращательно-ударное** разрушение, при котором порода разрушается не только от удара, но и от вращения инструмента.



Отбойка пород с динамическим разрушением применяется в основном при бурении шпуров и скважин, а также при добыче полезных ископаемых отбойными

Рис. 2.13. Схема ударно-поворотного бурения шпура:

а — схема устройства пневматического бурильного молотка: 1 — бурильная машина; 2 — поршень-боек; 3 — буровая коронка; б — схема работы бура: h — глубина разрушения породы за один удар; α — угол заострения коронки; в — I, II — последовательность ударов коронки по породе

молотками и при проведении подготовительных выработок комбайнами с ударно-скалывающими исполнительными органами.

Отбойка породы ударом реализуется с помощью бурильных машин, называемых перфораторами, которые предназначены для бурения шпуров; буровыми установками и буровыми станками, которые служат для бурения в основном скважин. Перфораторы называют также бурильными молотками.

Для бурения шпуров применяют буровой инструмент в виде цельного бура (рис. 2.14) или состоящий из буровой штанги и коронки (рис. 2.15). Соединение коронки со штангой — конусное под углом $3^\circ 30'$ или резьбовое упорного или веревочного профиля.

Штанги изготавливают из углеродистой инструментальной стали марок У7А, У8, У9, У10 и из высококачественных сталей марок 30ХГСА, 35ХГСА. Буровая коронка состоит из корпуса, выполненного из стали марки У7А или У8А, и твердосплавных пластинок или штырей. Для промывки забоя от продуктов разрушения в штангах имеется внутренний осевой канал диаметром 6—7 мм; коронки для промывки забоя имеют один или два канала. Для бурения в породах с коэффициентом крепости $f = 6+10$ целесообразно применять коронки, армированные твердыми сплавами ВК6, ВК6В, в породах с $f = 10+12$ — коронки со сплавами ВК8, ВК8В, при $f > 12$ — ВК15. Для бурения шпуров и скважин применяют коронки долотчатые, крестовые и штыревые (рис. 2.16; табл. 2.2 и 2.3). Долотчатые пластинчатые коронки применяют для бурения вязких монолитных горных пород, кре-

Т
2 3 4

Рис. 2.14. Схема цельного бура:

1 — долото; 2 — штанга; 3 — буртик; 4 — хвостовик

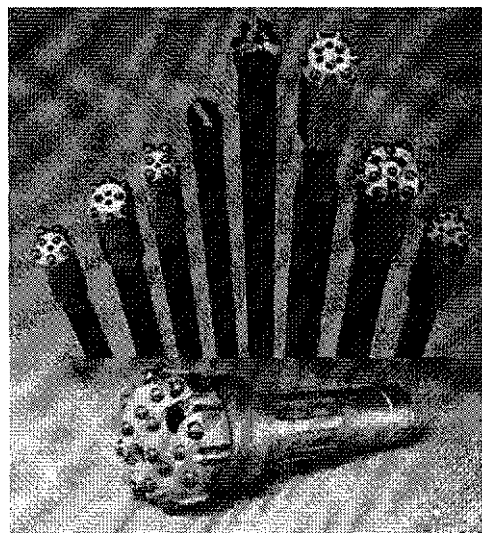


Рис. 2.15. Буровые штанги с коронками

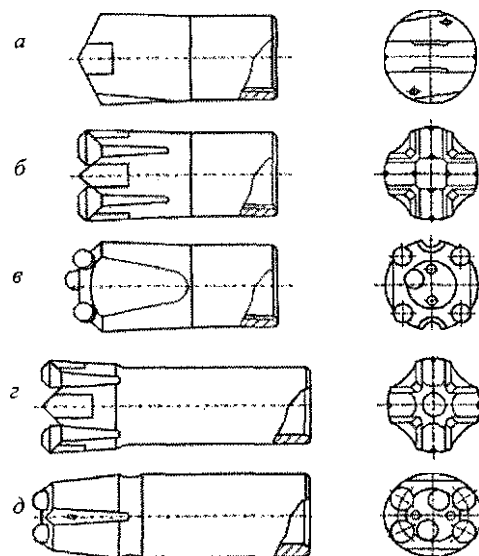


Рис. 2.16. Виды коронок для перфораторов:

а — долотчатые типа БКПМ, БКПМ-Ф; б — крестовые типа БКПМ-КМ с конусным соединением; в — штыревые типа БКПМ-Ш с конусным соединением; г — крестовые с резьбовым соединением; д — штыревые с резьбовым соединением

стовые пластинчатые коронки — для бурения вязких трещиноватых и абразивных пород, а штыревые — для бурения хрупких монолитных, трещиноватых и абразивных пород. Широко применяют штыревые и долотчатые коронки-расширители шпуров и скважин (рис. 2.17; табл. 2.3).

Таблица 2.2

Коронки с конусным соединением со штангой для перфораторов

Коронка (тип-размер)	Диаметр, мм	Диаметр посадочно- го конуса, мм	Длина, мм	Масса, кг
<i>Долотчатые коронки</i>				
БКПМ-28-22	28	22	65	0,25
БКПМ-30-22	30	22	65	0,28
БКПМ-32-22	32	22	65	0,30
БКПМ-36-22	36	22	75	0,36
БКПМ-36-25	36	25	75	0,32
БКПМ-40-22	40	22	75	0,45
БКПМ-40-25	40	25	75	0,43
БКПМ-43-25	43	25	75	0,51
БКПМ-40-22С	40	22	75	0,45
БКПМ-40-25С	40	25	75	0,43
БКПМ-40-22Ф	40	22	75	0,45
БКПМ-40-25Ф	40	25	75	0,43
БКПМ-40-22ФС	40	22	75	0,43
<i>Крестовые коронки</i>				
БКПМ-32-22КМ	32	22	70	0,32
БКПМ-36-22КМ	36	22	75	0,39
БКПМ-36-25КМ	36	25	75	0,38
БКПМ-40-25КМ	40	25	75	0,46
БКПМ-42-25КМ	42	25	75	0,51
БКПМ-43-25В	43	25	75	0,45
БКПМ-46-25В	46	25	76	0,47
<i>Штыревые колонки</i>				
БКПМ-40-25Ш	40	25	78	0,40

Таблица 2.3

Коронки с резьбовым соединением со штангой для перфораторов

Коронка	Диаметр, мм	Диаметр резьбы, мм	Длина, мм	Масса, кг
Крестовые БКР	45	32	120	0,8
	50	32	120	1,1
	55	32	120	1,34
	60	32	120	1,44
	65	32	120	1,8
	70	32	120	2,05

Коронка	Диаметр, мм	Диаметр резьбы, мм	Длина, мм	Масса, кг
Штыревые БКР	43	32	122	0,7
	45	32	123	0,8
	45	32	123	0,8
	65	32	123	1,8

Наиболее широко применяют долотчатые и крестовые коронки (рис. 2.18); расширяется использование штыревых буровых коронок.

Для бурения скважин применяют станки с выносными, т.е. расположенными в горной выработке, и погружными, т.е. расположенными в скважине, пневмоударниками (табл. 2.4).

Бурильными молотками бурят шпуры и скважины любого направления диаметром 28—85 мм и глубиной 4—25 м в породах любой крепости.

Бурильные молотки различают: по частоте ударов — обычные и высокочастотные, у обычных $p < 2000$ ударов в минуту, у высокочастотных $p > 2000$ ударов в минуту; по условиям применения — ручные (ПР) или переносные (ПП), колонковые (ПК, КС) и телескопные (ПТ); по массе — легкие ($m < 18$ кг), средние ($m = 20+25$ кг) и тяжелые ($m > 30$ кг); по способу очистки шпура от разрушенной горной породы — с встроенной централь-

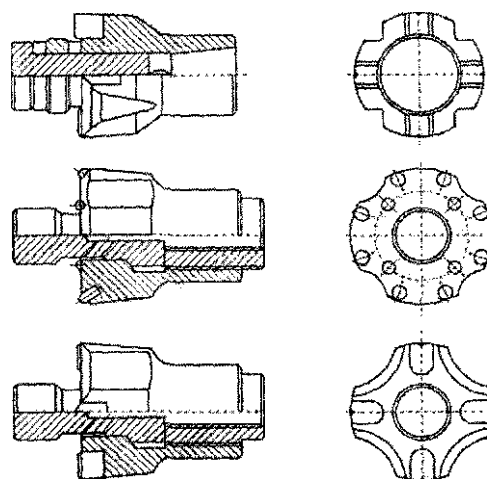


Рис. 2.17. Виды коронок-расширителей: а — крестовые с конусным соединением; б — штыревые с резьбовым соединением; в — крестовые с резьбовым соединением

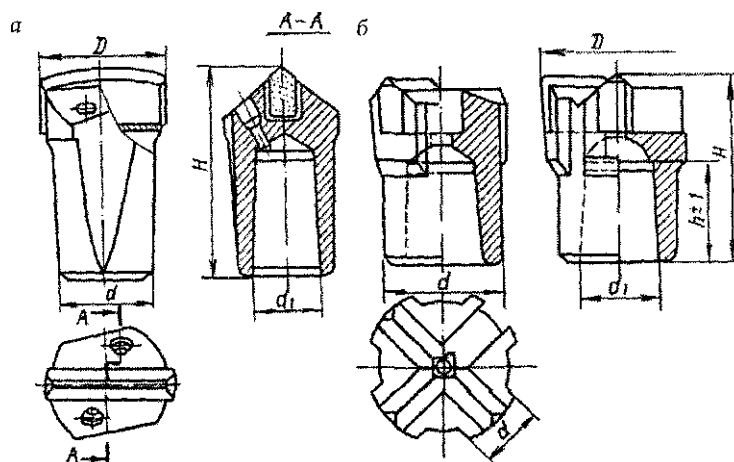


Рис. 2.18. Буровые коронки с твердосплавными вставками для пневмоударного бурения:

а — долотчатые; б — крестовые

ной или боковой промывкой, с отсосом пыли от забоя; по виду потребляемой энергии — пневматические, гидравлические и электрические. Пневматические бурильные молотки работают на сжатом воздухе под давлением 0,5—0,6 МПа. Ручные переносные и колонковые бурильные молотки применяют для бурения горизонтальных, наклонных и нисходящих шпуров, а телескопные — для бурения восходящих шпуров (рис. 2.19). Пылеподавление и удаление разрушенной породы осуществляется промывочной жидкостью, которая в количестве не менее 4 л/мин подается к забою по каналам в штанге и коронке под давлением 0,4—0,5 МПа. В условиях многолетней мерзлоты применяют бурильные молотки с отсосом буровой мелочи из забоя и сухим пылеулавливанием.

Таблица 2.4

Область применения способов бурения твердосплавными коронками

Способ бурения	Буровое оборудование	Диаметр шпура, скважины, мм	Область применения
Ударно-вращательный	Перфораторы	36—60	Подземные горные работы, коэффициент крепости горных пород $f = 4-20$
Ударно-вращательный	Станки БМК, НКР с погружными пневмоударниками	85—105	Подземные горные работы, $f = 6-20$
Вращательно-ударный	Бурильные установки БУ	42—52	Подземные горные работы, $f = 8-14$
Ударно-поворотный	Станки СБУ с выносными пневмоударниками	60—85	Подземные горные работы, $f = 6-20$
	Станки СБУ	105—200	Открытые горные работы, $f = 10-20$

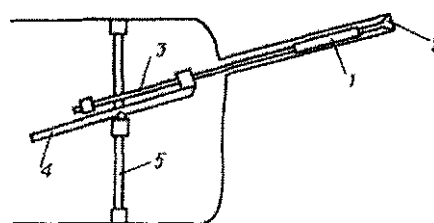
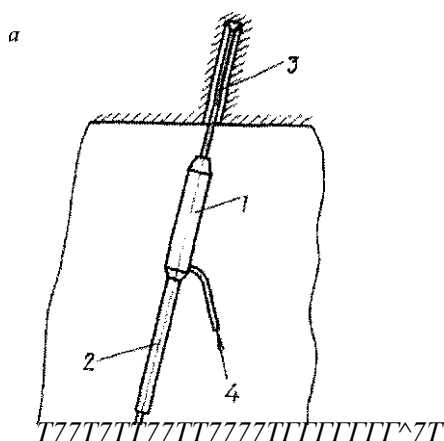


Рис. 2.19. Схемы бурения скважин:
а — телескопным перфоратором: 1 — бурильный молоток; 2 — колонка; 3 — буровой инструмент; 4 — шланг для подачи сжатого воздуха;
б — погружным пневмоударником: 1 — погружной пневмоударник; 2 — колонка; 3 — штанга; 4 — датчик; 5 — распорная колонка

Легкие и средние по массе бурильные молотки (рис. 2.20) устанавливаются на пневмоподдержках (рис. 2.21, а, б), а тяжелые — на колонках или манипуляторах буровых кареток (рис. 2.22, а, б), применяющихся на открытых и подземных горных работах. Расширяется использование гидроударных машин, которые более производительны, чем пневматические (рис. 2.20, г, д). Технические характеристики некоторых перфораторов приведены в табл. 2.5 и в табл. 2.6. Продолжается совершенствование перфораторов: созданы перфораторы ПП60НВ, ПП80НВ.

На эффективность ударно-вращательного бурения оказывают влияние следующие факторы.

Усилие подачи — для обеспечения оптимального контакта между коронкой и породой. При недостаточном усилии волна сжатия не достигает породы, она возвращается по штанге в виде растягивающих усилий. При этом энергия поглощается перфоратором, изнашивая его детали при минимальной производительности, а также при высокой трещиноватости и пористости породы.

Слишком высокое сопротивление между коронкой и породой появляется, когда забой шпура недостаточно очищен

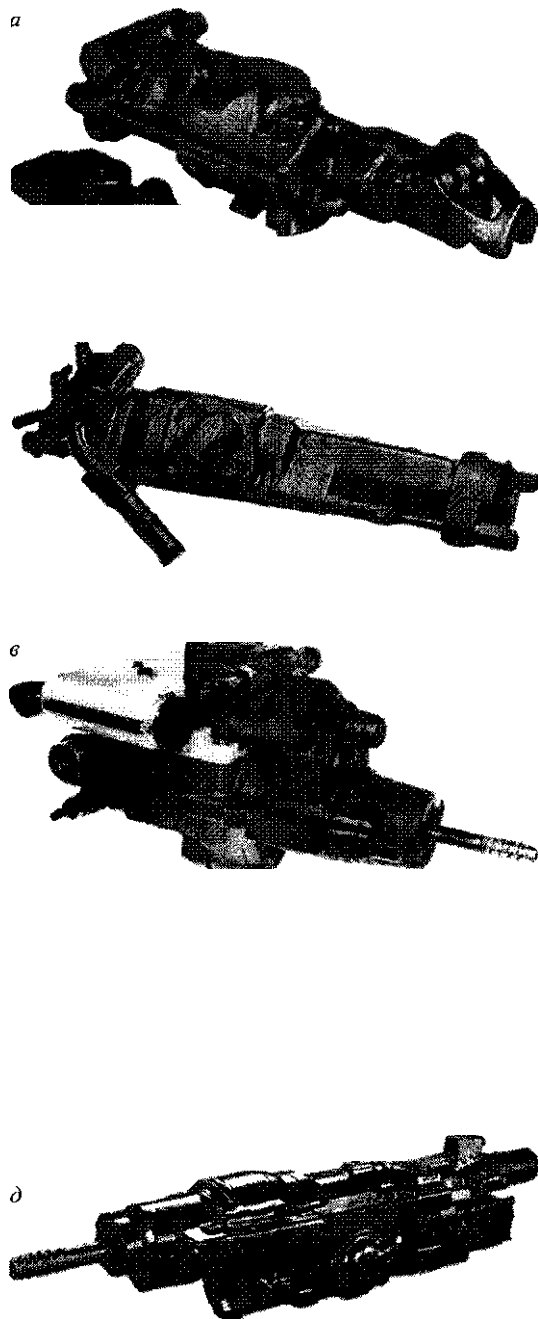


Рис. 2.20. Бурильные молотки:

а — ручной пневмоперфоратор для бурения шпуров диаметром 27—41 мм (COP 89D); б, в — ручные пневмоперфораторы для бурения шпуров и скважин $d = 48+76$ мм; г, д — гидроперфораторы для бурения шпуров и скважин диаметрами 35—41 мм (г) и 38—89 мм (д)

Рис. 2.21. Ручной перфоратор на пневмо-поддержке (а) и бурение шпуров в горной выработке этим перфоратором (б)

от кусков разрушенной породы. В этом случае энергия удара также не доходит до массива пород, она возвращается в узлы перфоратора, вызывая их износ и поломку.

Энергия удара поршня по хвостовику. Ее величина должна быть достаточной для разрушения породы.

Передача энергии через соединения бурового става. Для наибольшей эффективности передачи энергии через соединения, т.е. с минимальными потерями энергии, все узлы става должны иметь одинаковую форму, одинаковые поперечное сечение и материал по всей длине. Резьбовые соединения должны иметь резьбу минимальной глубины и длины и обеспечивать максимальную жесткость.

С помощью станков пневмоударного бурения образуют вертикальные и наклонные скважины в основном диаметром 85—110 мм и глубиной до 40 м на подземных горных работах, а также в карьерах небольшой и средней производственной мощности. Характеристику некоторых типов станков с погружными пневмоударниками см. в табл. 2.5. Буровой станок типа НКР-100М (рис. 2.23, а, табл. 2.7) устанавливается консольно на распорной колонке 1, что позволяет бурить круговой веер скважин. Буровой став вращается от электродвигателя через редуктор, а подача на забой выполняется с помощью пневмоцилиндра 2, вращательное и осевое движения пневмоударнику 3 и буровому ставу 4 передается двумя зажимными пневматическими патронами 5 и 6, которые работают в полуавтоматическом режиме.

Станок типа 1СБУ-125 (см. рис. 2.23, б, табл. 2.7) представляет собой самоходную установку на гусеничном ходу 1 с кабиной 3 для машиниста, во время работы станка вращатель 5 бурового става 6 движется по направляющим 4, управление гидравликой осуществляют с помощью кранов 2.

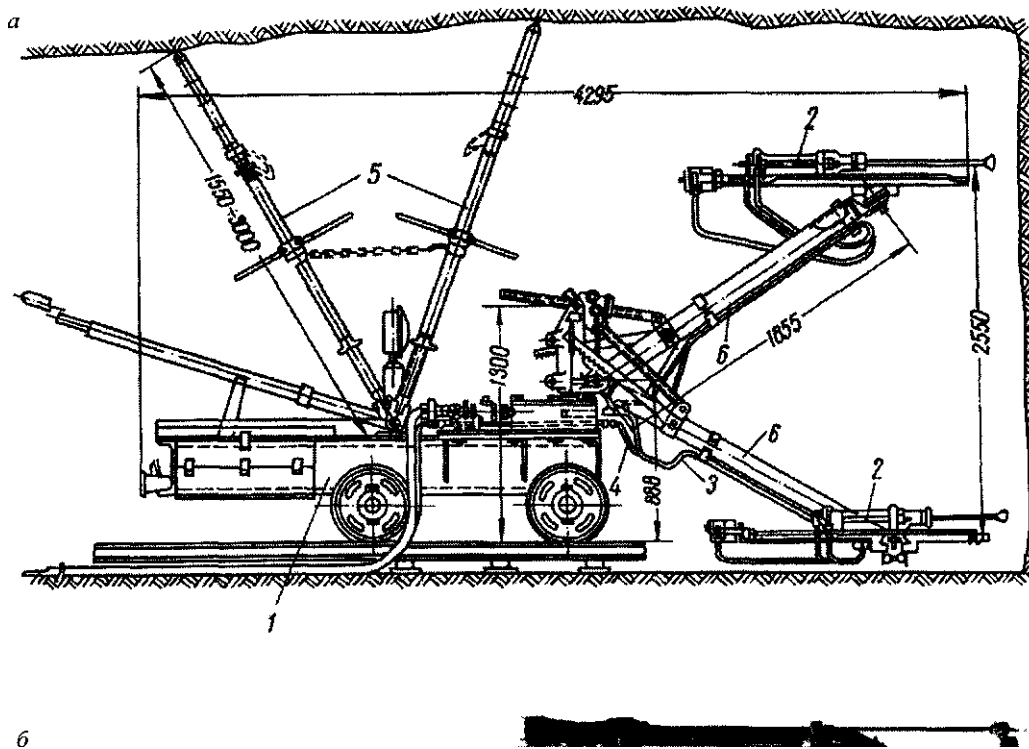


Рис. 2.22. Буровые каретки на колесно-рельсовом (а) и пневмошинном (б) ходу:
 1 — рама; 2 — перфораторы; 3 и 4 — шланги для сжатого воздуха и воды; 5 — распорные стойки;
 6 — стрела

о

Таблица 2.5

Пневмоперфораторы

Перфоратор	Давление в пневмосистеме, МПа	Масса, кг	Длина шпура, м	Ударная мощность, кВт	Частота ударов в минуту	Крутящий момент, Н·м	Диаметр коронки, мм	Расход воздуха, м³/мин	Расход воды, л/мин
Ручные									
ПП 36	0,5	24	До 2	1,4—1,2	2300—2000	18	32—40	2,44—2,78	4,0
ПП 50	0,5	30	До 3	1,7	2000	20	36—40	3,3—3,5	
ПП 63	0,5	35	До 5	1,84	1800	26,5	40—46	3,2	
ГШ 54	0,5	32		2,12	2300	17,6	36—56	3,67	
BBC 16 W	0,6	26			2340		27—40	3,78	
BBC 17 W	0,6	26			2280		27—40	3,78	
BBD44WKS	0,6	25			3060		27—40	4,38	
BBD94	0,6	27			3240		27—40	5,82	
BBD 95	0,6	27			3360		27—40	5,7	
RH 656-5 W	0,6	22			2040		27—40	2,88	
PRU90	0,6	28			2520		27—40	5,4	
COP 89 D	0,6	30			3060		27—41	6,12	
Телескопные									
ПТ 38	0,5	38	До 4	1,84	2400	19,6	36—40	4,5	6,0
ПТ 48	0,5	48	До 15	3,1	2300	29,4	52—85	3,3	6,0
Колонковые									
ПК 60	0,5	60	До 20	3,7	2500	156	40—65	9,0	
ПК 75	0,5	75	До 40	4,85	1980	245	65—85	13,0	
BBC (серия)	0,6	69			1980—		35—64	7,56—	
					2400			10,0	
COP 900 (серия)	0,6	135			2460—3060	160—240	35—76	7,56	

Таблица 2.6

Гидроперфораторы

Перфоратор	Давление в гидросистеме, МПа	Масса, кг	Длина, мм	Ударная мощность, кВт	Частота ударов в минуту	Крутящий момент, кНм	Диаметр коронки, мм	Расход воды, л/мин	Скорость вращения, мин ⁻¹
СОР1028HD	14—18,5	51	755	5,5	3000	120	35—41	60	0—300
СОРЮ32 (серия)	17—21	112	878	7,5—10	2400—3000	200	35—64	36	0—300
СОР 123 8 (серия)	25 25 14—24	151 150 150	1002 1002 1002	15 14 18	2520—3900 6300 2880—4800	700 430 500	38—89 64—89 38—51	66 66 66	0—200 0 - ^ 60 0—300
СОР1440	23	151	1002	20	3600—4200	500	38—64	36	0—300
СОР 1838 (серия)	23 23	171 174	1008 1098	20 19	3600 2280—2880	740 980	38—64 76—102		0—210 0—140
БКГ — 2	8	200		3,5	3000	250			480
БМГ — 1	10	140		8,3	5000	360			250
БМГ — 2	10	145		8,5	3200	360			160

Рис. 2.23. Буровой станок для бурения скважин НКР-100М (а) и 1СБУ-125 (б)

Таблица 2.7

Станки пневмоударного бурения скважин

Показатели	При открытой добыче руд			При подземной добыче руд	
	1СБУ-125	СБУ-100Г	СБУ-1 ООП	БМК-4	НКР-100М
Диаметр скважины, мм	105; 125	100—125	100—125	105	105
Длина скважины, м	22	35	35	35	50
Направление скважины от вертикали, градус	14; 30	0; 15; 45	0; 15; 45	Полный веер	Полный веер
Число ударов в минуту	1500			2400	1620

Окончание табл. 2.7

Показатели	При открытой добыче руд			При подземной добыче руд	
	1 СБУ-125	СБУ-100Г	СБУ-100П	БМК-4	НКТ-100М
Частота вращения инструмента, об/мин	27; 40; 80	0—60	0—60	41	76
Максимальное усилие подачи, кН	15	7,6	7,6	7,5	6,0
Ход подачи, мм	2500	1000	1000	1000	365
Диаметр штанги, мм	89	89	89	89	63,5
Длина штанги, мм	2500	900	900	960	1200
Энергия удара, Дж	120—140	120—140	120—140		85—100
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	5,0	5—6	5—6	6	6
Масса станка, кг	5000	5000	4000	340	630

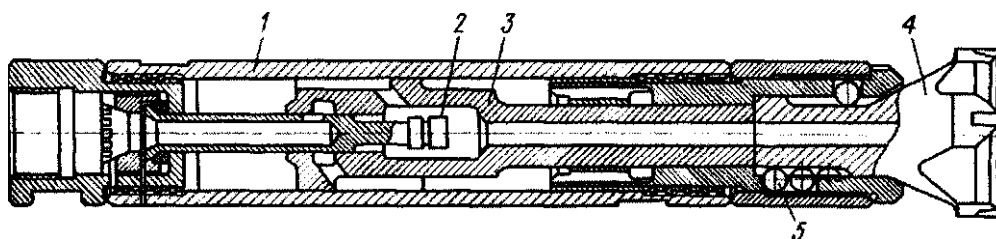


Рис. 2.24. Схема погружного пневмоударника:

1 — цилиндр; 2 — воздухораспределительное устройство; 3 — поршень-ударник; 4 — буровая коронка; 5 — крепление коронки

Буровой инструмент станков пневмоударнош бурения скважин состоит из погружных пневмоударников (рис. 2.24,2.25) и буровых коронок (рис. 2.26,2.27.).

Техническая характеристика погружных пневмоударников

Пневмоударник.....	ПБ-105	ПБ-110
Диаметр скважины, мм.....	105	110
Давление воздуха, МПа.....	0,5	0,5
Расход воздуха, м ³ /(с кВт).....	0,038	0,04
Ударная мощность, кВт.....	2,7	2,8
Габариты (dхl), мм.....	92х502	92х515
Масса, кг.....	18	19

Коронки, армированные твердосплавными штырями, предназначены для ударно-вращательного бурения скважин диаметром 105 и 110 мм в горных породах и рудах с коэффициентом крепости $f = 10+20$ в комплекте с соответствующими погружными пневмоударниками (табл. 2.8). Техническая характеристика штыревых буровых коронок приведена в табл. 2.9.

Рис. 2.25. Погружные пневмоударники ПБ-105 (а) и ПБ-110 (б)

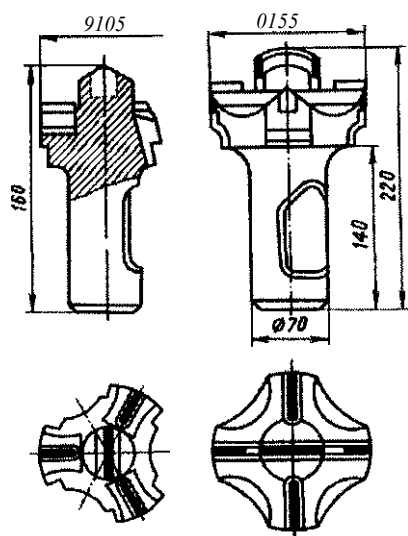


Рис. 2.26. Буровые коронки, армированные твердосплавными пластинками:

а — трехперные; б — крестовые



Рис. 2.27. Буровые коронки, армированные твердосплавными штырями:

а — КНШ-105-6-Ш; б — КНШ-105М-6-Ш; в — КНШ-110-6-Б; г — КНШ-110В-6-В

Таблица 2.8

Рекомендуемые комплекты буровых коронок и погружных пневмоударников

Коронка	Погружной пневмоударник	Гарантийная наработка, м		
		/ = 9+10	/ = 12+14	/ = 18+20
КНШ-105-6-ШК	ПБ-105илиП-105ПМ	50	25	8
КНШ-105-6-ШС	ПБ-105илиП-105ПМ	120	65	19
КНШ-105М-6-ШК	М-48	40	20	8
КНШ-105М-6-ШСК	М-48	80	40	14
КНШ-110-6-БК	ПБ-110 или П-110Р	50	25	8
КНШ-110-6-БС	ПБ-110 или П-110Р	120	65	19
КНШ-110В-6-БК	ПБ-110 или П-110Р	45	25	8
КНШ-110В-6-БСК	ПБ-НОили П-110Р	80	45	14

Таблица 2.9

Техническая характеристика буровых коронок, армированных твердосплавными штырями

Показатели	КНШ-105-6-ШМ	КНШ-105-6-Ш	КНШ-110-6-Б
Диаметр коронки, мм	105	105	110
Длина коронки, мм, не более	150	180	170
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Масса коронки, кг	3,1	4,3	4,3

Производительность станков пневмоударного бурения скважин составляет 10—30 м/ч в зависимости от крепости пород, диаметра и длины буримых скважин. При подземной разработке рудных месторождений более 50 % руды добывают с применением станков этого типа.

2.2.3. Отбойка горных пород шарошками

Шарошка — это породоразрушающий инструмент, имеющий свою ось вращения, перекатывающийся по породе под большим усилием и разрушающий ее. Разрушающими элементами шарошек являются зубья, штыри или непрерывный клиновидный обод. Соответственно, шарошки называют зубчатыми, штыревыми и дисковыми. **Дисковые шарошки** различают с двусторонним клиновидным ободом (рис. 2.28, а), их называют **лобовыми**, или **лобового действия**, и с односторонним заострением обода — они носят название **тангенциальных**. Тангенциальными шарошками отбойку породы осуществляют сколом (рис. 2.29). При дисковых шарошках лобового действия отбойка породы происходит в результате выкола под прокатывающимся инструментом. Для повышения производительности и снижения расхода энергии предусматривается на исполнительном органе комбайна схема расположения шарошек, обеспечивающая их совместное воздействие на породу, при этом осуществляется разрушение сколом участков между канавками выкола (см. рис. 2.28, б). Дисковыми шарошками оснащаются исполнительные органы комбайнов, предназначенных для проведения подземных горных выработок в крепких горных породах ($J > 6$).

Зубчатые и штыревые шарошки применяют преимущественно для бурения скважин. Штыри для шарошек изготавливают из твердых сплавов, что позволяет создавать на них большие нагрузки и соответственно разрушать породы высокой прочности.

Отбойка породы штыревыми шарошками происходит вследствие образования лунок выкола на поверхности массива от каждого единичного акта внедрения штыря на некоторую глубину (рис. 2.30.). При совместном воздействии на породу предыдущих и последующих штырей, что предусмотрено конструкцией шарошки, ее геометрическими параметрами, происходит отбойка сколом участков между лунками выкола, дающая повышение производительности и снижение расхода энергии.

Для учета конкретных горно-геологических условий твердосплавные штыри для шарошечных долот применяют различной формы (рис. 2.31): клиновидные, сфероконические, биконические и сферические.

Отбойка породы штыревыми шарошками реализуется при бурении скважин станками шарошечного бурения. Буровым инструментом таких станков являются **шарошечные долота**, которые представляют собой конструкцию, сваренную в основном из трех лап, на их консольных осях в подшипниках качения или скольжения вращаются шарошки. На поверхности шарошек имеется несколько рядов (венцов) породоразрушающих элементов — зубцов или штырей (рис. 2.32).

Долота с зубчатыми шарошками называют долотами с **фрезерованным вооружением**, а долота со штыревыми шарошками называют долотами с **твердосплавным вооружением**. При вращении долота под большим осевым усилием зубья или штыри шарошки разрушают породу, перекатываясь по забою. Зубья фрезерованных долот армируют путем наплавления на их боковые поверхности и торцы твердых сплавов.

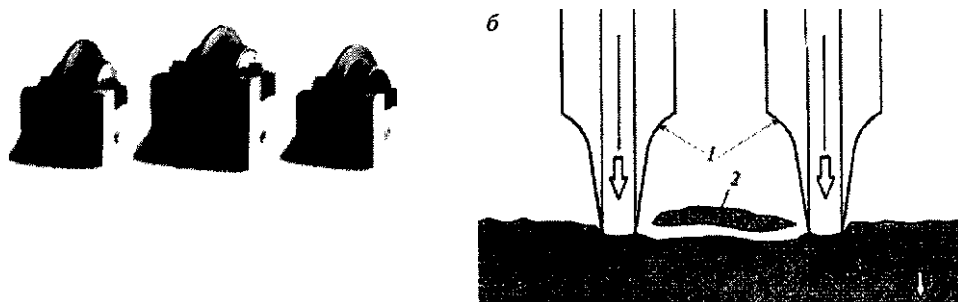


Рис. 2.28. Дисковые шаршки лобового действия (а) и схема отбойки ими породы (б): 1 — дисковые шаршки; 2 — кусок породы, отбитый дисковыми шаршками

„ У/

б

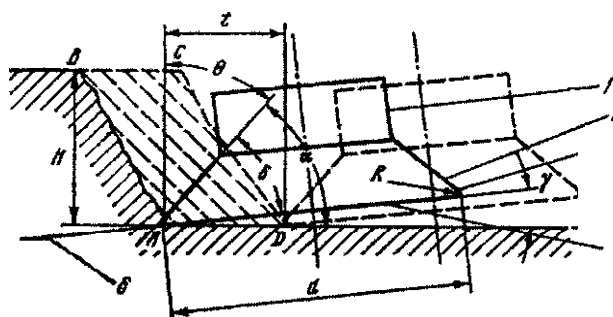


Рис. 2.29. Схема отбойки породы дисковой шаршкой тангенциального действия:

1 — корпус шаршки; 2 — боковая поверхность шаршки; 3 — рабочая кромка шаршки; 4 — торцевая поверхность шаршки; 5 — ось вращения шаршки; 6 — нормальная секущая плоскость; 7 — плоскость разрушения; V_6 — скорость боковой подачи шаршки; $V_{..}$ — скорость перекачивания шаршки; d — диаметр шаршки; R — радиус закругления рабочей кромки шаршки; t — шаг разрушения; $Я$ — толщина слоя породы, снимаемого за один проход шаршки; $ABCD$ — поперечное сечение слоя породы, снимаемого за один проход шаршки; a — угол резания; δ — угол заострения шаршки; θ — передний угол; φ — задний угол

Очистку скважин от разрушенной породы осуществляют сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью, для чего на станках устанавливают винтовые компрессоры и емкости с водой; станки оборудованы также системой пылеподавления и пылеулавливания. Все типоразмеры буровых долот

выпускают в двух исполнениях: со схемой центральной очистки (продувки) забоя и с боковой. Долота со схемой центральной очистки забоя (рис. 2.33, а) имеют центральное отвер-

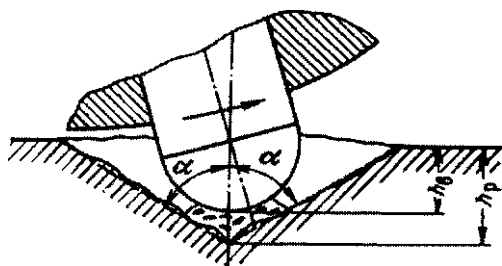


Рис. 2.30. Схема образования лунки выкола

Рис. 2.31. Твердосплавные штыри для шарошек:

а — для мягких абразивных пород; б — для мягких абразивных с пропластками средних пород; в — для средних абразивных пород; г — для твердых абразивных пород; д — для твердых абразивных с пропластками крепких пород; е — для крепких пород; ж — для очень крепких пород

стие, в котором установлено сопло с обратным клапаном. Часть воздуха при этом направляется в каналы, выполненные в лапах для охлаждения опор и предотвращения попадания в них шлама. В долотах со схемой боковой очистки забоя (рис. 2.33, б) воздух направляется к забою через боковые продувочные каналы, оснащенные стальными насадками. Часть воздуха идет к опорам для их охлаждения и предотвращения попадания в них шлама. При боковой продувке забой скважины лучше очищается, но в сильно трещиноватых породах эта схема уступает схеме центральной очистки поэтому износ шарошек будет выше.

Рациональная область применения выпускаемых шарошечных долот показана в табл. 2.10. Долота с фрезерованным вооружением предназначены для бурения скважин в породах от мягких (М) до твердых (Т); долота с твердосплавным вооружением — для бурения в породах от мягких абразивных (МЗ) до очень крепких (ОК). Общие рекомендации по режимам шарошечного бурения скважин приведены в табл. 2.11.

Станками шарошечного бурения образуют более 70 % взрывных скважин диаметром 215—320 мм на карьерах. При подземной разработке рудных месторождений шарошечное бурение применяют редко. Его можно выполнять в горных породах практически любой крепости, однако в породах с $f > 14+16$ эффективность способа снижается. Сведения о станках шарошечного бурения приведены в табл. 2.12; 2.13.

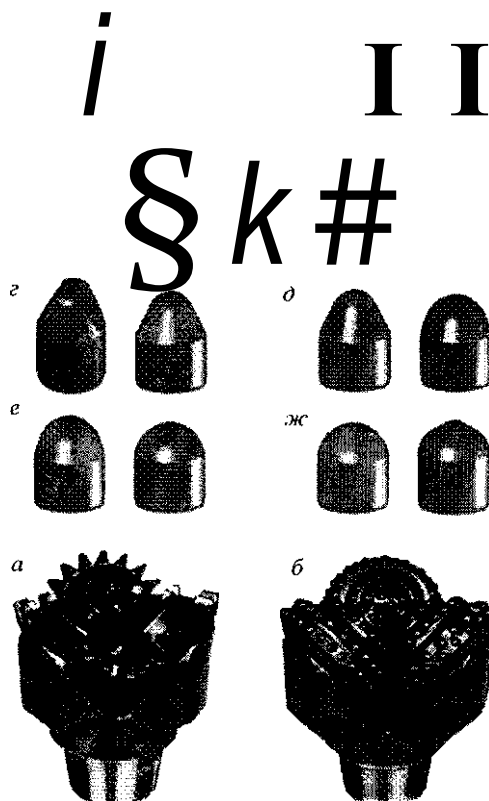


Рис. 2.32. Долота с фрезерованным (а) и твердосплавным (б) вооружением

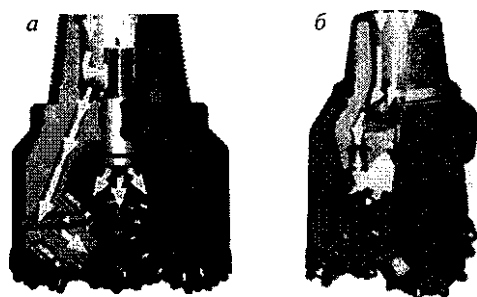


Рис. 2.33. Долота с центральной очисткой забоя (а) и с боковой (б)

^ **Рациональная область применения шарошечных долот**

Долото	Диаметр долота, мм	Вооружение долота	
		фрезеро- ванное	твердо- сплавное
М	152,4	+	-
	171,4; 200	+	-
	215,9	+	-
МС	152,4	+	-
МЗ	98,4—158,7	-	+
	165,1; 171,4	-	+
	193,7; 250,8;	-	+
	295,3	-	+
	200; 215,9	-	+
С	146	+	-
	171,4; 200	+	-
СЗ	75; 98,4; 101,6	-	+
	120,6; 130,2;	-	+
	133,4;	-	+
	171,4	-	+
	193,7; 200;	-	+
	250,8; 269,9	-	+
Т	98,4; 101,6; 104,8;	+	-
	120,6	+	-
	146; 149,2; 152,4;	+	-
	155,6	+	-
	161,1	+	-
	215,9; 233; 244,5	+	-
	250,8	+	-

Таблица 2.10

Горные породы	Область применения	
	Отрасль промышленности	
	горно- рудная	угольная
Мягкие: алевролит, антрацит, аргиллит, доломит, известняк, карналлит, сланцы, уголь и др.	+	-
	+	+
	+	+
Мягкие с прослойками пород средней твердости	+	-
Мягкие абразивные: ракушечник, кварцево-серицитовые и песчаные сланцы, каменная соль, ЛИМОНИТ, крепкие угли и др.	+	-
	+	+
	+	+
	+	+
	+	+
Средней твердости: известняки, аргиллиты, алевролиты, доломиты, песчаники, сланцы и др.	+	-
	+	+
Абразивные средней твердости окварцованные: известняки, сланцы, песчаники, лорфириты, трещиноватые граниты и др.	+	-
	+	-
	+	+
	+	+
	+	-
	+	-
	+	-
	+	-
	+	+
	+	+
	+	-
	+	+

ТЗ	146; 149,2; 152,4;		+
	244,5	-	+
	165,1; 215,9	-	+
ТКЗ	200; 244,5; 250,8;	—	+
	269,9;	—	+
	233		+
К	146; 161; 215,9;		+
	244,5; 250,8;	-	+
	171,4	-	+
	269,9	-	+
ОК	146; 215,9; 233;		+
	244,5; 250,8;	-	+
	269,9	-	+
	165,1; 171,4;	-	+
	190,5	-	+

Твердые абразивные: апатиты, диабазы, габбро, диориты, гнейсы, окварцованные доломиты и известняки, титаномагнетитовые руды и др.	+	
	+	+
	+	-
Твердые абразивные с прослойками крепких пород: базальты, габбро, граниты, гранодиориты, кварцевые и биотитовые гнейсы, кремнистые песчаники, железистые роговики, нефелиновые сиениты и др.	+	+
	+	-
	+	+
Крепкие плотные: андезиты, базальты, диабазы, габбро, роговики, кварциты, крупно- и среднезернистые граниты и др.	+	
	+	
	+	•
	+	-
Очень крепкие: кварциты, микрокварциты, кремнь, магнетитовые скарны, титаномагнетитовые сливные породы и др.	+	-
	+	-
	+	-
	+	+
	+	+

Таблица 2.11

Общие рекомендации по режимам шарошечного бурения

Диаметр долота, мм	Долото		• Скорость вращения, об/мин
	М, С, СТ, Т	ТЗ, ТКЗ, К, ОК	
	Осевая нагрузка на долото, кН		
64—95,3	30—50	30—50	<80
98,4—114,3	30—50	30—50	<80
120,6—133,4	40—65	40—65	<80
146—155,6	60—100	60—120	<80
158,7—165,1	80—100	80—140	<80
171,4	100—140	100—160	< 100
190,5	140—160	140—200	<110
215,9	160—180	160—220	<110
244,5—250,8	180—220	180—250	<110
269,9	180—250	250—300	<110
295,3	220—280	260—280	<110

Шарошечные станки для открытых горных работ (рис. 2.34) имеют гусеничный ход; станки, предназначенные для бурения взрывных скважин глубиной до 20 м, оснащены соответствующей высоты мачтой, при большей глубине бурения буровой став наращивают, причем свинчивание и развинчивание штанг полностью механизировано.

Буровой станок СБШ-190/260-60 предназначен для бурения скважин по заоткоске бортов карьера. Глубина бурения до 60 м, угол наклона скважин в вертикали от 0 до 45°, шаг изменения угла— 5°.

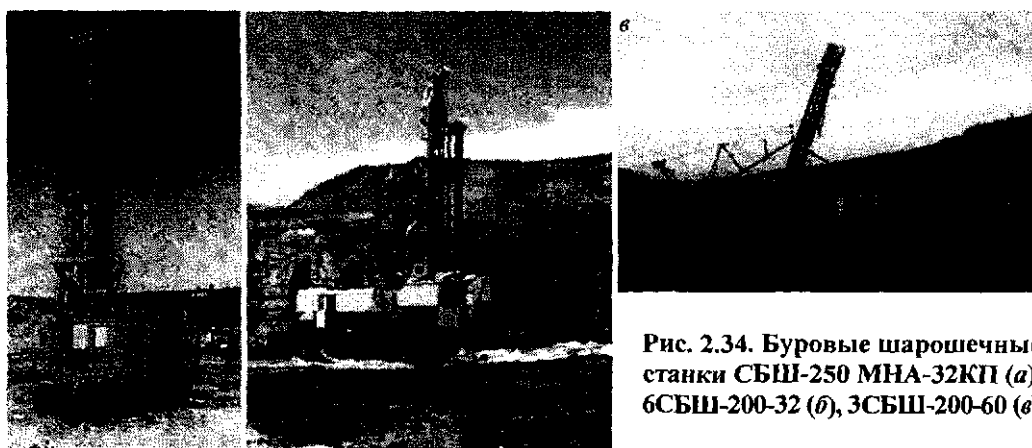


Рис. 2.34. Буровые шарошечные станки СБШ-250 МНА-32КП (а), 6СБШ-200-32 (б), 3СБШ-200-60 (в)

Техническая характеристика шарошечных буровых станков

Показатели	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60(3СБШ-200Н)	СБШ-250 МНА32 (СБШ250 МН)
Диаметр долота, мм	215,9; 244,5	215,9	215,9; 244,5	244,5; 269,9
Глубина скважины, м, не более	32	36	60	32
Направление бурения в вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Осевое усилие, кН, не более	250	300	300	300
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5	0,017/0,12
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2—4,0	0,25—2,5	0,2—2,16	0,2—2,5
Крутящий момент на вращателе, кН-м	6,65—2,12	3,2—5,2	6,0	4,2

Таолица г. и.

СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШС- 250/270-36	СБШС- 250Н	КТМ-270
244,5; 269,9 55	320 36	269,9 32	244,5 36	244,5; 269,9 35
0; 15; 30	0	0; 15; 22,5; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
350	600	400	350	500
0,025/0,63	0,014/0,22	0,21	0,2	<0,1
0,2—2,5	<2,1	<2,5	<2,0	<2,5
4,2	8,7	6	6,5	8

Окончание табл. 2.12

Показатели	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)	СБШ-250 МНА 32 (СБШ250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШС-250/270-36	СБШС-250Н	КТМ-270
Производительность компрессора, М7С	0,417	0,417	0,417—0,53	0,417—0,53	0,53	0,834	0,67	0,53	0,67
Установленная мощность, кВт	350	410	400	400	400	712			
Мощность вращателя, кВт	60	52	68	68	68	100	90	90	150
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1,0	0,737	0,84	0,33	1,44	0,92	2
Масса, т	55	66	65	71,5	85	140	90	75	65

Таблица 2.13

Техническая характеристика гусеничных станков вращательного бурения (шарошечных) зарубежных фирм

Модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги, м (число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращателя, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин ⁻¹	Максимальный крутящий момент, кНм	Установленная мощность, кВт	Производительность компрессора, м ³ /мин/давление, МПа	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т
«Имгерсолл-Рэнд» (США)												
DM-25SP*	89—171	13,4; 19,8(1)	ИЗ	27,4		60—135	4,43	207	17/1,76	4	Д	23,7
DM-30	130—171	9Д(5)	136	61	108	0—200	7,3	450	23,6/2,4	3,9	Д	28,2

DM-35SP	<200	19,8(1)	159	30,5		40—100	11,6	350	17/0,8	3,2	Д	29,5
DM-45*	<225	7,62(5)	204	48	65	0—200	9,7	373	25/2,4	3,4	Э	31,8
DM-L110*	<270	9,1(6)	272	62,5	117	0—120	10,2	447	39,6/1	3,0	Э;Д	43
DM-M2	<270	10,7(5)	230	25,6	120	0—150	10,8	450	39,6/0,8	1,6	Э;Д	52,2
DM-M3	256—311	12,5(5)	408	44	150	0—200	14,4	709	73,6/0,7	1,6	Э;Д	97,5
DM-H	229—311	15,2(2); 19,8(1)	498	22,8	230	0—150	17,6	600	73,6/0,7	1,6	Э	112
«Бюсайрус-Ири» (США)												
35-R*	<229	7,6; 9,1(3)	191	60	59	0—130	9	298	24/1,46	3,2	Э;Д	32,7
47-R	<311	16,7; 18,3(2)	410	38	2-37	0—123	—	350	61/0,45	3,2	Э	113
49-RH-120	251—381	15,2(4); 8,3(1)	544	26	153	0—120	16,8	600	61/0,45	1,1	Э;Д	141
69-R-140	273—444	15,2(4); 18,3(1)	635	30,5	153	0—120	20,7	750	97,6/0,45	0,9	Э	183,6
60-R	<381	15,2; 19,8(1)	567	33	91	0—116	15,6	440	56/0,45	1,7	Э	149
61-RIV	<455	15,2; 19,8(1)	590	30	2-78	0—116	34,2	84	60/0,28	1,7	Э	152
65-R	<381	15,2; 19,8(1)	703	41	151	0—145	—	600	56/0,45	1,7	Э	163
67-R	<455	15,2; 19,8(1)	725	41	226	0—145	—	770	182/0,45	1,7	Э	170
«Марион» (США)												
M3-8	229—311	15,2; 18,3	450	56	113	0—138	24,5	400	43/0,75	1,12	Э	120
M4-CC	<311	16,7(3)	470	22	64,6	0—110	12	410	37/0,28	1,6	Э	120
M5	<381	16,7(4)	450	39,8	2-65,6	0—110	20	558	36,6/0,28	1,6	Э	126

Продолжение табл. 2.13

Модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги, м(число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращения, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин"	Максимальный крутящий момент, кНм	Установленная мощность, кВт	Производительность компрессора, м³/мин/давление, МПа	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т
«Гарднер-Денвер» (США)												
GDCL*	171—251	9,7(5); 11,1	227	45,7	110	0—225	9,6	283	18/2; 30/0,7	3	Д	38
GDCM	229—311	12,2; 13,7	339	36,6	157	0—150	12,4	260	27/0,7	2,4	Д	64,8
GD-70	<311	16,8(1); 9,9(1)	408	21,8	130	0—120	13,1	420	67/0,7	1,2	Э	90,7
«Гарднер-Денвер» «Харнишфегер» (США)												
GD-100	<445	16,6(4); 19,8	567	32	78	0—121	17	566	67/0,7	1,2	Э	114
GD-120	<559	15,2(6) 19,8	680	39,6	97	0—120	18	680	71/0,4	1,2	Э	136
«Дрилтех» (США) — «Тамрок» (Финляндия)												
D-25KS*	127—171	9,1(3)	126	47	—	0—96	5,5	293	19,8/0,6	4,3	Д	28,1
D-40KS*	152—229	7,6(7)	181	40		0—106	6,8	320	22/0,7	2,9	Д	40
D-400SP	152—254	14—18	181	37		0—154	8,2	470	25,5/0,7	2,0	Д	51
D-45KS	152—229	7,6(7)	204	50		0—130	9,9	337	22/0,7	3,5	Д	41
D-50KS	152—229	9,1(7)	227	50		0—130	9,9	320	25,5/0,7	3,5	Д	44

Окончание табл. 2.13

Модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги, м(число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращения, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин	Максимальный крутящий момент, кН-м	Установленная мощность, кВт	Производительность компрессора, м³/мин/давление, МПа	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т
«Дрилтех» (США) —«Тамрок» (Финляндия)												
D-60KS	229—279	10,7(5)	272	38	134	0—97	14,1	410	37/0,7	2,4	Д	58
D-75KS	229—279	10,7(3)	340	38	134	0—97	14,1	470	37/0,7	2,4	Д	60
D-80KS	229—311	12,2—19,8	408	38	—	0—145	16,9	600	25/0,7	U6	Э;Д	100
«Роббинс» (США)												
RR11E	200—273	9,1(5)	363	30	73,4	32—250	10	500	33/0,8	1,8	Э	66
RR15E	270—381	12,2(4)	545	30	220	0—120	33	604	66,5/0,8	1,8	э	128
«Хаусхерр» (Германия)												
HBM 250/300	200—251	8(4)	300	30	—	0—84	10	360	28/0,7	1,8	Э;Д	56
HBM 420	251—381	12(2)	420	19	—	85—100	15	414	51/0,5	1,5	Э	75
HBM 550	381—444	15(2)	550	19	—	65—85	20	465	56/0,5	1,5	э	86

Примечания. 1. На моделях станков, отмеченных звездочкой, используют и погружной пневмоударник; 2. Э — электрический привод, Д — дизельный привод.

2.2.4. Разрушение горных пород отбойными молотками

Отбойный молоток — пневматическая ручная машина ударного действия, предназначенная для отбойки угля и других полезных ископаемых невысокой прочности, для образования лунок при установке крепи в выработках, устройства водосборных канавок. Конструктивно отбойные молотки в целом аналогичны перфораторам, от которых отличаются



Рис. 2.35. Пневматический отбойный молоток МО-4А

отсутствием механизма поворота рабочего инструмента, а вместо бура используется пика (рис. 2.35). Пика удерживается в отверстии корпуса пружиной. Номинальное давление сжатого воздуха 0,5 МПа. Отбойка осуществляется на вторую свободную поверхность, энергия удара от 30 до 45 Дж. В зависимости от типа молотка частота ударов в минуту изменяется от 1200 до 1600. Расход воздуха — 1,25 м³/мин, масса 8—10 кг. В табл. 2.14 приведена техническая характеристика пневматических отбойных молотков, выпускаемых Томским электромеханическим заводом.

Таблица 2.14

Показатели	Отбойный молоток			
	МО-1А	МО-2А	МО-3А	МО-4А
Энергия удара, Дж, не менее	31	39	44	55
Частота ударов, с ⁻¹ , не менее	21,5	22,5	19,2	17,0
Масса, кг, не более	8,0	8,5	9,0	9,6
Длина, мм, не более	540	565	600	660
Размеры хвостовика инструмента (dx/l), мм	24x70	24x70	24x70	24x70

2.3. Разрушение горных пород посредством взрывания зарядов ВВ

2.3.1. Способы взрывной отбойки горных пород

Под действием внешнего импульса нагревания, трения, удара, искрового разряда взрывчатые вещества (ВВ) детонируют. Под детонацией понимается процесс химического превращения ВВ, сопровождающийся освобождением энергии и распространяющийся по веществу в виде волны со скоростью, которая превышает скорость звука в данном веществе. В процессе детонации ВВ происходит выделение тепла и газов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды.

Взрыв — чрезвычайно быстрое изменение состояния вещества, сопровождающееся таким же быстрым превращением его потенциальной энергии в механическую работу. Внешний признак взрыва — звуковой эффект и раз-

рушение. Взрывы могут быть физические (взрыв парового котла, беспламенное взрывание и т.п.), химические (взрывы зарядов ВВ, горение пороха, горение пиротехнических составов) и ядерные (атомный взрыв, основанный на делении ядер вещества, термоядерный взрыв на основе синтеза ядер). При ведении горных работ используют, главным образом, химические взрывы различных ВВ.

Горные работы, выполняемые с помощью взрывания зарядов взрывчатого вещества, называются **взрывными работами**. Главной особенностью взрывных работ является их повышенная опасность, связанная с применением чувствительных к внешним воздействиям ВВ и особенно средств инициирования (СИ) взрывов.

Взрывные работы производят с целью рыхления горных пород в массиве, отделения части горных пород от массива, дробления или перемещения горных пород на некоторое расстояние (рис. 2.36).

В угольных шахтах взрывные работы ведут с применением сравнительно небольших, в несколько сот граммов зарядов ВВ; при подземной разработке рудных месторождений с крепкими горными породами масса заряда может достигать нескольких десятков и сотен килограммов; на карьерах при производстве массовых взрывов масса зарядов ВВ может составлять несколько сотен тонн и более.

Зарядом называется определенное количество ВВ, подготовленного к взрыву. По способу размещения во взрываемом массиве различают заряды наружные, т.е. накладные, и внутренние. Различают следующие **внутренние заряды**:

- по форме — сосредоточенные, к которым относятся имеющие соотношение между наибольшей и наименьшей сторонами менее четырех, например в виде шара, куба и т.п., и удлиненные;
- по конструкции — удлиненные, которые могут быть сплошными и рассредоточенными, т.е. разделенными на отдельные части, промежутки между которыми заполняются разрушенной породой, воздухом или водой;

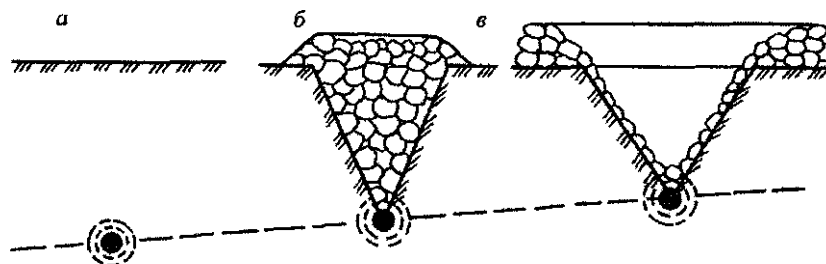


Рис. 2.36. Схемы действия взрыва зарядов:

а — заряд камуфлета; *б* — заряд рыхления; *в* — заряд выброса

- по результату действия на массив — камуфлетные, образующие внутренние полости без разрушения поверхности массива; откольные, при взрыве которых происходит отделение горной породы от массива и ее разрушение; заряды рыхления, вызывающие дробление и вспучивание массива без образования видимой воронки выброса; заряды выброса, вызывающие дробление и выброс раздробленной породы за пределы воронки взрыва.

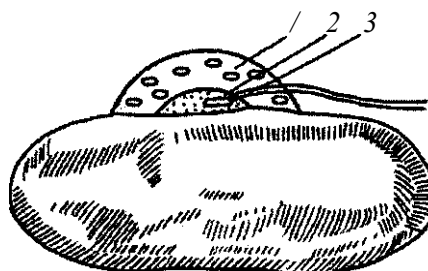


Рис. 2.37. Схема расположения наружного заряда:

1 — забоечный материал; 2 — наружный (накладной) заряд; 3 — зажигательная трубка

Наружными зарядами называют заряды ВВ, размещаемые на поверхности разрушаемого объекта. Это простейший метод производства взрывных работ, при котором на поверхность разрушаемого куска горной породы насыпают порошкообразное ВВ и сверху присыпают его каким-либо инертным материалом; в случае размещения заряда на наклонной поверхности куска породы применяют патронированные ВВ (рис. 2.37). Взрывание наружными зарядами производится для дробления некондиционных, т.е. негабаритных кусков горной породы. Опасная зона при взрывании наружных зарядов на карьерах составляет не менее 300 м. Разрушение горных пород наружными зарядами происходит под действием только ударных волн, образующихся при взрыве.

Массу накладного заряда ВВ можно определить по формуле Л.И. Барона:

$$Q = W \cdot \sqrt[3]{\frac{B \cdot C}{K_{ВВ} \cdot \lambda_{ЛН}}} \quad (21)$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³, изменяется в зависимости от свойств взрывааемых горных пород; B и C — соответственно ширина и толщина куска породы, м; $K_{ВВ}$ — коэффициент, учитывающий качество ВВ, для аммонитов $K_{ВВ} = 1,0$, для акваторов $K_{ВВ} = 1,4$; $\lambda_{ЛН} = 1,3$ — переходный коэффициент, учитывающий, что B и C не средние, а максимальные размеры куска.

Удельный расход ВВ при разрушении горных пород наружными зарядами выбирают при средней длине куска породы 0,5—0,6 м в зависимости от ее крепости:

f	<4	5—9	10—14	15—20
q_n кг/м ³	<1,3	1,3—1,5	1,6—1,8	1,8—2,0

При увеличении средних размеров кусков породы удельный расход ВВ может также увеличиваться до 3 кг/м³. Повышение эффективности этого способа достигается применением кумулятивных зарядов.

Внутренние заряды ВВ размещают в шпурах, скважинах и камерах. В зависимости от места размещения зарядов ВВ различают следующие способы взрывной отбойки горных пород: шпуровой, скважинный, камерный и котловый.

Шпуровой способ взрывной отбойки применяется при проведении подземных горных выработок (рис. 2.38, а), при подземной очистной выемке руд (рис. 2.38, б) и для вторичного дробления некондиционных кусков (рис. 2.38, в).

Заряды ВВ в шпурах могут быть удлиненными сплошными, удлиненными рассредоточенными и сосредоточенными — цилиндрическими и котловыми. Наиболее часто применяемый **сплошной заряд** (рис. 2.39, а) состоит из отдельных патронов ВВ, размещаемых в шпуре вплотную друг к другу. Первым от устья шпура помещают патрон-боевик 1, т.е. патрон, снабженный капсюлем-детонатором или электродетонатором и взрывающийся первым; взрывная волна распространяется от патрона-боевика вдоль всего заряда ВВ, что приводит к взрыву его остальной части.

Рассредоточенный заряд (рис. 2.39, б) состоит из нескольких групп патронов ВВ, каждую из которых снабжают патроном-боевиком; патроны 1 отделены друг от друга инертным материалом 2.

Котловые заряды (рис. 2.39, в) отличаются возможностью размещения в одном шпуре большего количества ВВ; котловая полость для котлового заряда 1 образуется в шпуре взрыванием в нем заряда малой величины (камуфлетное взрывание) или термическим способом.

Величина заряда ВВ определяется в зависимости от свойств пород, работоспособности ВВ, конструкции заряда и числа свободных поверхностей. Сначала определяют ориентировочный удельный расход ВВ по формуле Н.М. Покровского:

$$q = q_1 J_{\Sigma} \quad (2.2)$$

где q_1 — нормальный расход эталонного ВВ, кг/м³; — коэффициент структуры породы, для вязких, упругих и пористых пород = 2,0, для дислоцированных, с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью = 1,4, для сланцеватых с изменяющейся крепостью и напластованием, перпендикулярным к направлению шпура, /, = 1,3, для массивно-хрупких /, = 1,1, для мел-

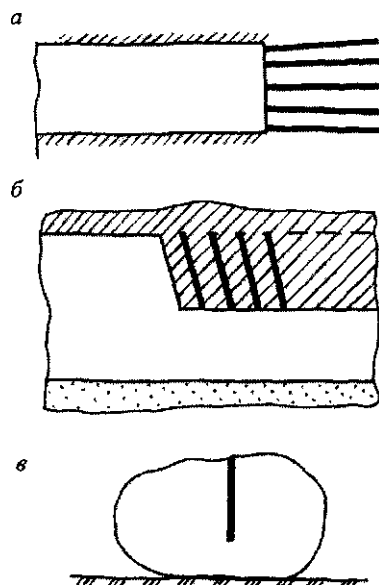


Рис. 2.38. Схемы расположения шпуровых зарядов:

а — при проведении подземных горных выработок; б — при отбойке руд для подземной очистной выемки; в — при вторичном дроблении куска породы

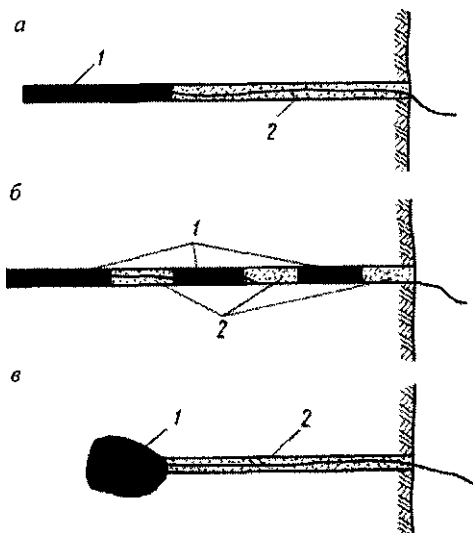


Рис. 2.39. Конструкции шпуровых зарядов

копористых и неплотных $\lambda = 0,8$; K — коэффициент зажима породы, учитывающий длину комплекта шпуров $\lambda_{шп}$ и площадь поперечного сечения выработки в проходке S , $K = 3/\lambda_{шп} \sqrt{S}$; ϵ — коэффициент работоспособности ВВ.

Эффективность отбойки шпуровыми зарядами повышается при увеличении числа свободных поверхностей, ограничивающих взрываемую часть массива пород. В забоях подземных горных выработок такие поверхности образуют путем первоочередного взрывания шпу-

ров, пробуриваемых в средней части забоя (рис. 2.40, а). В результате этого образуется выемка в виде усеченного конуса, называемая врубом. Шпуры 1—4, пробуренные для образования вруба, называют врубовыми, шпуры 5—12 служат для отбойки основного объема породы, их называют отбойными, а шпуры 13—20 — оконтуривающими.

В очистных забоях при взрывной отбойке угля дополнительная свободная поверхность образуется посредством создания врубовой щели (рис. 2.40, б).

Отбойка скважинными зарядами применяется при добыче полезных ископаемых открытым и подземным способами, для обрушения горных пород, находящихся в кровле отработанных камерных выработок, выемки целиков и проходки восстающих выработок; для создания траншей и котлованов в гидротехническом и транспортном строительстве. Так же как и шпуровые заряды, заряд в скважине может быть *сплошным, рассредоточенным и котловым*.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом скважины на уступе бурят обычно вертикально, реже — наклонно в один или несколько рядов. Так как у подошвы уступа сопротивление пород разрушению при взрыве заряда ВВ особенно велико, в плотных породах глубину скважины принимают несколько больше высоты уступа; часть скважины, пробуренной ниже подошвы уступа, называют *перебуром*. При отбойке пород взрывом зарядов ВВ на уступе карьера различают следующие понятия (термины) (рис. 2.41):

d — диаметр скважины, мм; H — высота уступа, м; h_n — глубина перебура, м; W — линия наименьшего сопротивления, кратчайшее расстояние от центра заряда ВВ до свободной поверхности (ЛНС), м; W_n — линия сопротивления по подошве (СПП), м; a — расстояние между скважинами в ряду, м; B — расстояние между рядами скважин, м; c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м; l_3 — длина заряда, м; l_4 — длина забойки, м; L — длина скважины, м; α — угол откоса уступа, градус.

Рис. 2.40. Схемы создания дополнительных свободных поверхностей в подготовительных (а) и в очистных (б) забоях:
 $1-20$ — шпуры; 21 — вруб

Максимальная длина линии сопротивления по подошве уступа, при которой обеспечивается нормальное разрушение массива, определяется по формуле

$$W_n = W_{oa}(\lambda, 6 \sim 5m), \quad (2.3)$$

где $m = ajW$ — коэффициент сближения скважин; W_{oa} — СПП одиночной скважины, определяется по формуле

$$K_a = JrJq >$$

где P — вместимость 1 м скважины, кг/м; q — проектный удельный расход ВВ, кг/м³.

Величина СПП проверяется также на условие безопасного ведения работ на уступе по формуле

$$W_n = Hctga + c. \quad (2.4)$$

Диаметр d вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа высотой H и углом откоса a

$$d = (Hctga + c) \gamma [P / (30(3-m) \sim j). \quad (2.5)$$

При подземной разработке мощных и средней мощности залежей руд широко применяют отбойку пород посредством взрывания скважинных зарядов ВВ с веерным (рис. 2.42) и параллельным (рис. 2.43) расположением скважин.

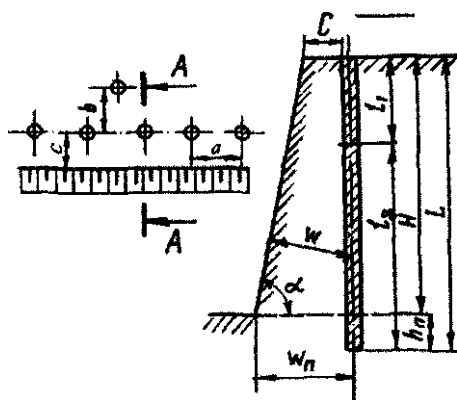


Рис. 2.41. Схема расположения скважинного заряда на уступе карьера

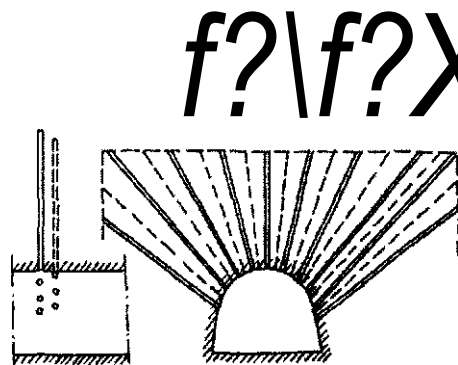


Рис. 2.42. Схема веерного расположения взрывных скважин

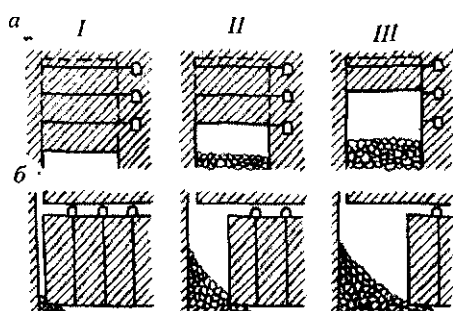


Рис. 2.43. Схемы параллельного расположения взрывных скважин: I, II, III — стадии отбойки руды горизонтальными (а) и вертикальными (б) слоями

Параллельные скважины обеспечивают высокое качество дробления отбитой горной массы и хорошее оконтуривание массива, но применяются редко из-за большой трудоемкости буровых работ вследствие частых перестановок буровых станков.

Веерное расположение скважин применяют в вертикальных, крутонаклонных или горизонтальных плоскостях. Этот способ отбойки характеризуется более высоким удельным расходом ВВ и большим выходом негабаритных кусков породы, однако затраты на подготовку участка (блока) месторождения к выемке и вспомогательные операции значительно ниже, чем при бурении параллельных скважин. По направлению действия взрыва в пространстве различают отбойку руды горизонтальными, вертикальными и наклонными слоями (см. рис. 2.43).

Отбойку камерными зарядами применяют на карьерах в том случае, когда необходимо взорвать большие объемы горных пород при высоте уступа более 12—15 м, а также при взрывах на сброс и выброс для создания плотин и насыпей. Заряды ВВ в этих случаях располагаются в специально пройденных горных выработках — зарядных камерах (рис. 2.44) — и могут достигать по массе десятков тонн.

Отбойка камерными зарядами получила распространение при подземной разработке крепких и весьма крепких горных пород. Объем зарядной камеры определяется по формуле

$$V_K = QK_v/p, \quad (2.6)$$

где V_K — объем зарядной камеры, м³; $K_v = 1,1-1,8$ — коэффициент, учитывающий увеличение объема камеры на объем крепления; Q — масса помещаемого в камеру заряда ВВ, кг; p — объемная масса ВВ, кг/м³.

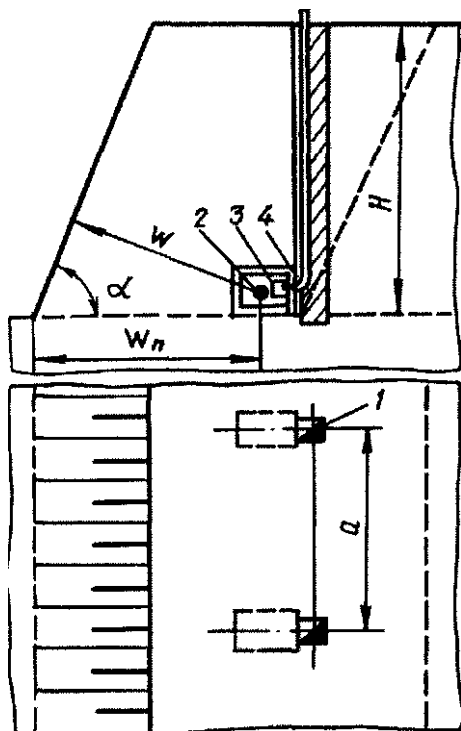


Рис. 2.44. Схема расположения камерных зарядов рыхления на уступе:

1 — шурф; 2 — заряд ВВ; 3 — электродетонатор; 4 — зарядная камера

Отбойку малокамерными зарядами осуществляют на карьерах для взрывания небольших объемов горных пород в условиях, при которых трудно применять буровую технику. Небольшие заряды размещают в горизонтальных или наклонных выработках с поперечным сечением порядка 0,5х0,5 м и глубиной до 5 м (рис. 2.45). СПП при этом принимают равной длине выработки: $\alpha_n = (0,5n - 0,85) \leq 5 \text{ м}$.

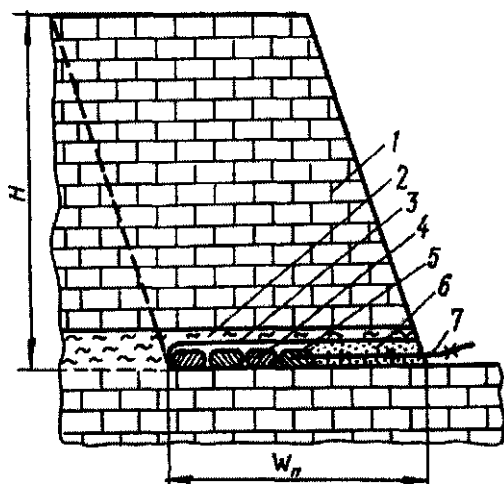


Рис. 2.45. Схема расположения малокамерных зарядов на уступе:

1 — породный массив (известняк); 2 — пропласток глины; 3 — рукав; 4 — пакет с ВВ; 5 — патрон-боевик; 6 — забойка; 7 — детонирующий шнур

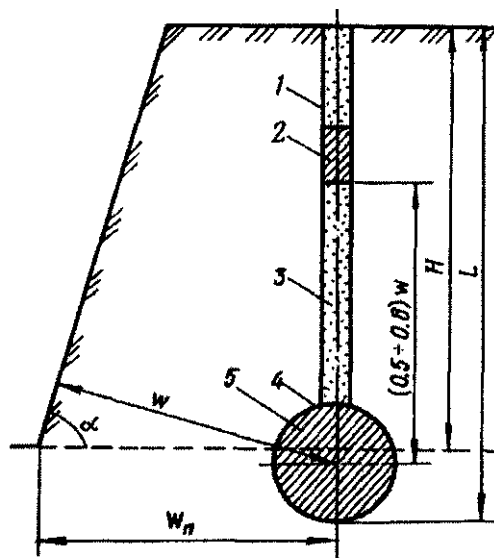


Рис. 2.46. Схема расположения котлового заряда на уступе:

1 — скважина; 2 — дополнительный заряд; 3 — забойка; 4 — котловое расширение; 5 — основной заряд

Отбойка котловыми зарядами применяется при больших сопротивлениях по подошве уступа, наличии трудновзрываемых пород в нижней части уступа и при необходимости обрушения высоких вскрышных уступов скальных пород. Котловой заряд ВВ размещается в расширенной концевой части шпура или скважины, образованной в процессе бурения или после бурения скважины путем последовательных взрывов небольших зарядов ВВ (рис. 2.46).

2.3.2. Взрывчатые вещества и средства взрывания

Взрывчатые вещества

Энергия при взрыве ВВ выделяется в результате химической реакции окисления водорода в воду и углерода в оксид (СО) и диоксид (СО₂) углерода. За счет этого достигается высокая концентрация энергии в единице объема ВВ.

В зависимости от скорости детонации, т.е. скорости химической реакции, ВВ могут по-разному воздействовать на окружающую среду. Различают *бризантные ВВ* с высокой скоростью детонации (2000—7000 м/с), производящие дробящее действие, и *метательные* — порох (скорость взрывного горения до 2000 м/с).

По физическому состоянию различают следующие разновидности промышленных ВВ: порошкообразные, прессованные, литые, гранулированные (чешуйчатые), водосодержащие (льющиеся или текучие в холодном или горячем состоянии).

Компоненты гранулированных ВВ имеют размер гранул или чешуек 1—3 мм. Водосодержащие ВВ за счет добавки водного раствора селитры с загустителем имеют слаботекучую медообразную консистенцию, допускающую их транспортирование по шлангам. Горячельющиеся ВВ в горячем состоянии имеют легкоподвижную консистенцию, но твердеют при нормальной температуре.

При ведении горных работ применяют *индивидуальные*, т.е. однокомпонентные, и *смесевые* ВВ. Индивидуальные ВВ содержат все элементы, необходимые для нормального протекания химической реакции взрыва. В состав смесевых входит ряд компонентов, каждый из которых выполняет самостоятельную задачу: окислителя, горючих добавок, пламегасителей и т.п.

К индивидуальным ВВ относятся химически однородные вещества: тротил, нитроглицерин, тэн, гексоген и др. К смесевым ВВ — аммиачно-селитренные — аммониты, динафталиты, граммониты, акваниты, игданиты, ифзаниты, а также нитроглицериновые — динамиты, оксиликвиты и др.

Нитроглицерин C₃H₅(O>Ю2)₃ — бесцветная прозрачная маслянистая жидкость без запаха, летучая, переходящая в твердое состояние при температуре 13 °С, очень чувствительная к механическим и тепловым воздействиям, теплота взрыва 6,3 МДж/кг. Используется в основном в качестве компоненты смесевых ВВ.

Тротил {тол} — кристаллический порошок светло-желтого цвета, нерастворимый в воде, теплота взрыва 4,2 МДж/кг, хорошо детонирует, используется в качестве компоненты промышленных ВВ. Гранулированный тротил (гранулотол) используют как самостоятельное ВВ и для изготовления граммонита, ифзанита и других ВВ. Может выпускаться в порошкообразной, гранулированной, чешуйчатой, прессованной и литой формах.

Аммиачная селитра $\text{NH}_4 \text{NO}_3$ (нитрат аммония) в сухом состоянии представляет собой сыпучий кристаллический порошок белого цвета, отрицательные свойства которого гигроскопичность и слеживаемость, он является наиболее распространенным окислителем в промышленных ВВ, как самостоятельное ВВ практически не используется.

Аммиачно-селитренные промышленные ВВ

Аммониты — порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом, невзрывчатыми горючими добавками, улучшающими структуру ВВ; химически стойкое, но гигроскопичное. Для защиты ВВ от увлажнения оболочку патронов и упаковку покрывают сплавом парафина с петролактумом. Скорость детонации аммонитов составляет от 2400 до 5100 м/с. Аммониты выпускают в патронах различного диаметра или мешках по 40 кг, отдельные сорта — в виде прессованных патронов диаметром 60—90 мм. Основное достоинство аммонитов — сравнительная безопасность в обращении; недостатки — гигроскопичность и сравнительно малая работоспособность, резко падающая при повышении влажности ВВ и их слеживаемости. Наиболее распространенным является аммонит 6ЖВ.

Граммониты — смеси гранулированной аммиачной селитры и тротила, обладают хорошей сыпучестью, почти не слеживаются, пригодны для механизированного заряжания, по сравнению с аммонитами имеют меньшую чувствительность к механическому воздействию, пламени и начальному импульсу. Граммониты выпускают только для открытых работ — 50/50, 30/70 и для подземных и открытых работ — 79/21. По составу и структуре граммонит 30/70 — смесь гранул селитры с гранулотолом, а 79/21 — смесь гранул селитры с наплавленным на них тротилом.

Игданиты — смеси гранулированной аммиачной селитры и жидкой горючей добавки, предназначены для использования в сухих забоях, безопасны в обращении, удобны для механизированного заряжания, самое дешевое ВВ. К недостаткам игданитов относятся невозможность применения в обводненных скважинах, частичная потеря взрывчатых свойств при длительном заряжании из-за стекания жидкой компоненты в нижнюю часть заряда, низкое качество дробления крепких крупноблочных пород.

Ифзаниты — смеси гранулированной аммиачной селитры и гранулола (твердые компоненты) с насыщенным раствором аммиачной селитры (жидкая фаза), при охлаждении в скважине эти смеси затвердевают, теплота взрыва 2,9—4,6 МДж/кг, к ним относятся Т-60, Т-80, изготавливают на месте использования.

По условиям применения на горных предприятиях ВВ разделяют на группы:

- *непредохранительные* — для открытых и подземных работ, кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли;
- *предохранительные* — для подземных работ в шахтах и рудниках, опасных по взрыву газов и пыли; в зависимости от категории шахт могут применяться ВВ разных классов: повышенной мощности, средней мощности, повышенной предохранительное^{ТМ}, высокопредохранительные. Одно из главных требований к предохранительным ВВ — ограничение энергии (теплоты) взрыва, для чего в их состав вводят инертные добавки KCl , $NaCl$, N_2CO_3 и др. К предохранительным ВВ относят аммонит АП-5ЖВ, аммонит ПЖВ-20, угленит №5, угленит Э-6, ионит и др.

В последние годы наблюдается переход горных предприятий к использованию более дешевых, чем заводские ВВ, которые изготавливают непосредственно вблизи мест их применения на стационарных пунктах или в специальных транспортных смесительно-зарядных машинах (ТСЗМ). Результаты использования этих ВВ на горных предприятиях свидетельствуют о том, что стоимость местных ВВ в 1,5—2,0 и более раз ниже стоимости заводских ВВ, уменьшается в пять и более раз объем перевозок на склады ВВ горных предприятий взрывоопасных грузов, упрощается и удешевляется обустройство приемных железнодорожных перегрузочных площадок для взрывоопасных грузов.

Промышленные ВВ, изготавливаемые на горных предприятиях, — гранулированные и водосодержащие смесевые — делят на следующие группы.

1. Не содержащие взрывчатых компонентов (химических соединений) тротила, нитроэфиров, гексогена и бездымного пороха:

- *гранулиты* — двух- и трехкомпонентные ВВ имеют в своем составе гранулированную аммиачную селитру, соляровое масло, твердое измельченное горючее (древесную муку, дисперсный алюминий, угольный порошок, полиэфирную муку и др.);
- *игданит* — двухкомпонентный гранулит с жидким горючим: гранулированная аммиачная селитра плюс 6 % солярового масла.

2. Тротилсодержащие гранулированные ВВ — *граммониты* — двухкомпонентные ВВ, содержащие гранулотол или чешуйчатый ТНТ в количестве 18—70 %.

3. Водосодержащие и эмульсионные ВВ.

В практике взрывного дела по этому вопросу используют следующие технические понятия (термины).

Водонаполненные ВВ — состояние заряда, при котором водоустойчивое гранулированное или кусковое ВВ (гранулотол, алюмотол, тротил У, гранипор, диабазит и др.) заряжено в обводненную скважину, и высота столба воды в ней равна или выше высоты заряда. В данном случае в промежутках между кусочками ВВ находится вода.

Водосодержащие ВВ — эта группа ВВ имеет в своем составе раствор селитр в их различных физических состояниях. Водосодержащим принято также считать скважинный заряд граммонита 79/21, который нижней частью или полностью заряжен в воду. Селитра частично растворяется в воде, и такой растворонасыщенный граммонит устойчиво детонирует от стандартного промежуточного детонатора. Для сохранения концентрации раствора селитры заряд помещают в полиэтиленовый рукав. Остальные водосодержащие ВВ этой группы в России называют акватами, а в зарубежной литературе — сларри.

К этой группе относятся следующие ВВ.

Ифзаниты — водосодержащие ВВ, представляющие собой смесь гранулированных аммиачной селитры и тротила с заполненным межгранульным пространством, насыщенным загущенным водным раствором селитры с температурой 20°, 60° и 80 °С, с добавками структурирующих компонентов.

Карбатылы — водосодержащие *горячельющиеся ВВ*, изготавливаемые из низкотемпературного эвтектического расплава аммиачной селитры и карбамида с добавками гранулоатола, алюминия и 3—5 % воды. Смесь при охлаждении быстро твердеет.

Акватылы — горячельющиеся ВВ типа ГЛТ-20, приготовленные из горячего загущенного полиакриламидом, натриевой солью карбоксиметилцелюлозы (КМЦ) или другим загустителем раствора аммиачной селитры путем добавления в него 20 % тротила. После остывания ГЛТ-20 затвердевает. Температура раствора в процессе приготовления ВВ — 80 °С летом и 110 °С зимой. Разработаны акватылы с содержанием тротила от 10 до 20 % и температурой раствора аммиачной селитры 32—40 °С. В раствор селитры добавляют тротил, а в процессе подачи насосом в скважину — загуститель и структурообразователь, которые придают суспензии гелеобразную консистенцию и определенную водоустойчивость.

Эмульсионные ВВ (ЭВВ) получают посредством обработки горячего раствора селитры (смеси аммиачной, кальциевой или натриевой селитр) при температуре 80 °С с добавкой эмульгатора в аппарате эмульгирования. При этом раствор селитры диспергируется до капель микронного размера, которые обволакиваются пленкой масла, вследствие этого эмульсия становится водоустойчивой сметанообразной консистенции. Эти ЭВВ за рубежом называют *эмулитами*, в России — *порэмитами*, например, марок ИМК, ИМН, 4А, 8А, *сибиритами* 1000, 1200 и др. (табл. 2.15).

Гранэмиты — смесевые суспензионные ВВ изготавливают путем добавки в порэмиты 30—70 % игданита (табл. 2.16).

Технологическая схема приготовления эмульсионных ВВ типа порэмитов показана на рис. 2.47. Для приготовления порэмитов и заряжания ими скважин на земной поверхности применяют смесительно-зарядные машины МЗ-8, МЗ-20, Порэмит IV, СЗМ-8 и др. (рис. 2.48).

Смесительно-зарядные машины серии МСЗ относятся к типу машин для гранулированных ВВ, предназначены для транспортирования ВВ заводского приготовления и заряжания ими сухих или предварительно высушенных скважин, а также для отдельного транспортирования компонентов ВВ (селитры, дизтоплива) и приготовления взрывчатых смесей типа игданит в процессе заряжания скважин (рис. 2.49; табл. 2.17).

Эмульсионные смесительно-зарядные машины серии ЭСЗМ предназначены для транспортирования исходных компонентов (эмульсия, газогенерирующая добавка), приготовления из этих компонентов эмульсионного ВВ и заряжания ими как сухих скважин, так и скважин с обводненностью до 100 % (табл. 2.18).

Транспортные смесительно-зарядные машины (табл. 2.19, 2.20) по существу представляют собой минизаводы по приготовлению многокомпонентных промышленных эмульсионных ВВ (рис. 2.50).

В специальную группу выделяют **инициирующие ВВ**, используемые для изготовления средств инициирования. Взрыв небольшой массы инициирующего ВВ служит начальным импульсом для возбуждения детонации промышленных ВВ, его осуществляют от теплового импульса — пламени от огнепроводного шнура (ОШ) или электровоспламенителя. Эти ВВ очень опасны в обращении из-за высокой чувствительности к огню, удару и трению.



Рис. 2.47. Технологическая схема приготовления эмульсионных ВВ типа порэмитов; ГТД — газогенерирующая добавка

Эмульсионные ВВ

Таблица 2.15

Показатели	Порэмпиты (Россия)		Эмулит (Швеция)	Эмсит (Чехия)	Кемит (Финляндия)	Эмульсии (Испания)	Иргель (США)	
Компонентный состав, %:								
аммиачная селитра	62	59	62	67	65	28—59	62	77
натриевая селитра (кальциевая селитра)	16(16)	15(15)	16	12	(14)	9,6—11,5 (4,9—3,9)	12	5
вода	15	14	15	12	13	8,6—11,9	16	9
масло	5	5	5,8	2	7	6,2	6	7
эмульгатор	2	2	1,1	3	–	1,3—2,3	1	1
алюминий	–	4	До 4,5	–	8	До 4,9	–	–
сенсibilизатор	0,5—1,5	–	2,5	3	3	2—3	3	1
Плотность заряда, г/см ³	1,2-1,3	1,25—1,35	1,2—1,3	–	1,1—1,2	1,0—1,3; 1,15–1,35	1,8-1,2	1,2
Теплота взрыва, МДж/кг	2,84	4,35	2,89—4,28	–	2,84	3,1-4,2	3,0	2,95
Скорость детонации, км/с	4,4	4,6	4,7—5,0	–	4,5—5,0	4,0—5,0	4,4	–

Гранэмпиты

Таблица 2.16

Показатели	И-30	И-50	И-70
Состав, % по массе:			
игданит	30	50	70
эмульсия	70	50	30
Теплота взрыва, МДж/кг	3,35	3,49	3,63
Удельный объем газов, л/кг	938	950	962
Скорость детонации, км/с	3,8—4,5	4,5-5,0	4-4,5
Плотность заряжания, г/см ³	1,3—1,35	1,35	1,25
Тротиловый эквивалент по теплоте взрыва	0,8	0,83	0,86

К первичным инициирующим ВВ относят следующие:

- *гремучую ртуть* $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ — ртутная соль гремучей кислоты, представляет собой мелкокристаллический порошок белого или серого цвета, скорость ее детонации 5400 м/с, теплота взрыва 1,8 МДж/кг;
- *азид свинца* $\text{Pb}(\text{TMz})_2$ — свинцовая соль азотно-водородной кислоты, представляет собой тонкокристаллический порошок светло-серого цвета, скорость детонации 5200 м/с, теплота взрыва 1,5 МДж/кг.

Вторичные инициирующие ВВ — *тетрил, гексоген и тен*. Они служат для усиления детонации первичных инициирующих ВВ.

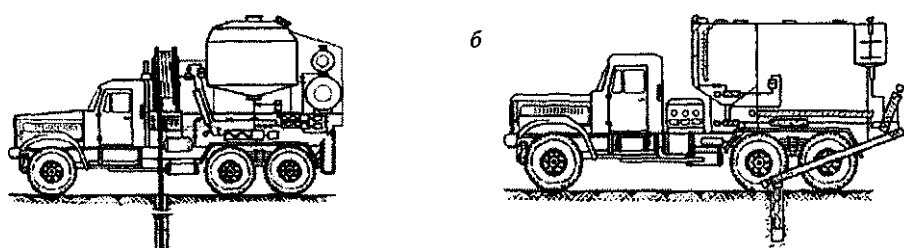


Рис. 2.48. Машины для приготовления и зарядки порэмита:
а — СЗМ-10; б — СЗМ-10Г

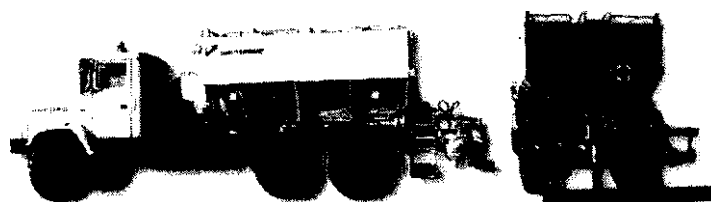


Рис.2.49. Смесительно-зарядная машина серии МСЗ

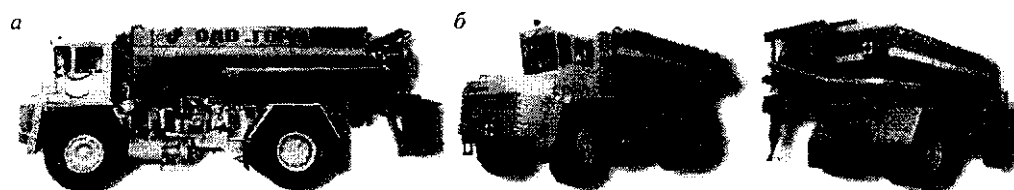


Рис. 2.50. Транспортные смесительно-зарядные машины без зарядного рукава (а) и с зарядным рукавом (б)

Таблица 2.17

Смесительно-зарядные машины серии МСЗ

Показатели	МСЗ-25	МСЗ-В
Грузоподъемность, т	25±4 %	10±4 %
Производительность, кг/мин	600±5 %	480±5 %
Масса, кг, не более	51750	25600
Размеры (длинахширинахвысота), мм, не более	7550х3880х4100	10 000х2720х3450

Таблица 2.18

Эмульсионные смесительно-зарядные машины серии ЭСЗМ

Технические параметры	ЭСЗМ-12	ЭСЗМ-20	ЭСЗМ-30
Грузоподъемность, т,	12	20	30
Производительность, кг/мин	300±10%	300±10 %	300±10 %
Размеры, мм, не более:			
длина	10 000	7550	8500
ширина	2500	3880	4000
высота	4000	4100	4100
Базовое шасси	КрАЗ-65053	БелАЗ-7540	БелАЗ-7547
Разрешенная скорость передвижения с грузом, км/ч, не более	40	40	40

Таблица 2.19

Транспортные смесительно-зарядные машины

Машина/базовое шасси	Эмульсионные ВВ (ЭВВ)	Условия применения (водоустойчивость)	Производительность, кг/мин
ТСЗМ-11 ПГ/КрАЗ-65053	Гранэмит И-30	Сухие и обводненные скважины	300
ТСЗМ-20ПГ/БелАЗ-7540А	То же	То же	300
ТСЗМ-30ПГ/БелАЗ-7958	– » –	»	300
ТСЗМ-30ПГ-А/БелАЗ-7958	Гранэмит И-70	Сухие скважины	300
ТСЗМ-30/БелАЗ-7958	Тован	Сухие и обводненные скважины	500

Таблица 2.20

Транспортные смесительно-зарядные машины для приготовления промышленного ЭВВ

Технические параметры	ТСЗМ-20ПГ	ТСЗМ-30ПГ	ТСЗМ-30ПГ-А
ЭВВ гранэмит И-30 подается в скважину по зарядному рукаву под столб воды	+	+	
ЭВВ гранэмит И-50 подается в скважину по поворотному конвейеру с устья (сверху)	-	-	-
Габаритные размеры, мм:			
длина	11 000	11 000	11 000
ширина	3600	4000	3900
высота	4200	4500	4300
Производительность, кг/мин	300±5%	300±5%	300±5%
Объем емкостей, м ³ , для:			
эмульсии порэмита	11,19	15,6	11,5
ГГД (раствора нитрита натрия)	0,315	0,38	0,38
аммиачной селитры	7,92	10	14,3
ДТ (дизельного топлива)	0,48	0,54	0,877
Длина зарядного рукава, м	30	30	-
Внутренний диаметр зарядного рукава, мм	75	75	—
Колесная база шасси, мм	4650	5200	5200

Способы и средства инициирования зарядов ВВ

Для производства взрывных работ необходимы, кроме ВВ, средства инициирования (взрывания) зарядов взрывчатого вещества.

Средства инициирования (СИ) образуют и передают импульс энергии заряду ВВ и тем самым вызывают его детонацию.

Заряды инициирующих ВВ, при взрыве которых образуется импульс энергии, размещают в специальных устройствах — детонаторах.

В зависимости от способа возбуждения взрыва детонатора различают:

- **огневое инициирование зарядов** — детонатор взрывается от горящего огнепроводного шнура (ОШ);
- **электрическое инициирование** — детонатор взрывается от горящего электровоспламенителя;
- **электроогневое инициирование** — детонатор взрывается от горящего ОШ, который подожжен электровоспламенителем;
- **с помощью детонирующего шнура (ДШ);**
- **посредством неэлектрических систем инициирования (НСИ).**

К основным средствам инициирования зарядов (СИ) относят капсули-детонаторы (КД), огнепроводный шнур (ОШ), электродетонаторы (ЭД), детонирующий шнур (ДШ), средства зажигания ОШ, электропровода, источники тока, контрольно-измерительную аппаратуру, неэлектрические системы инициирования зарядов (НСИ).

Капсули-детонаторы применяют при огневом взрывании, в этом случае инициатором его взрыва является искра, получающаяся при горении огнепроводного шнура. Капсюль-детонатор (рис. 2.51) представляет собой открытую с одного конца медную, алюминиевую или бумажную гильзу 6, в которой запрессован заряд 2 вторичного инициирующего ВВ. Заряд первичного инициирующего ВВ (гремучая ртуть 3 или теллурид и азид свинца 5) в капсуле-детонаторе запрессован в чашечку 4 из меди или алюминия, имеющую в середине отверстие диаметром 2—2,5 мм, для усиления инициирующего действия доннышко капсуля-детонатора делают в виде кумулятивного углубления 1. Названия капсулей-детонаторов зависят от вида инициирующих ВВ, которыми они снаряжены: азидотетриловые, гремучертутно-тетриловые, азидотеновые и т.д.

Огнепроводный шнур (рис. 2.53) служит для подвода пламени к первичному заряду капсуля-детонатора. ОШ имеет сердцевину из мелкозернистого черного (дымного) пороха с направляющей нитью и две-три оплетки из хлопчатобумажных ниток, пропитанных водо- или влагонепроницаемой массой; диаметр ОШ 5—6 мм, скорость горения 1 см/с, продолжительность горения отрезка ОШ длиной 60 см составляет от 60 до 70 с. Шнуры выпускают отрезками по 10 м, свернутыми в кольца.

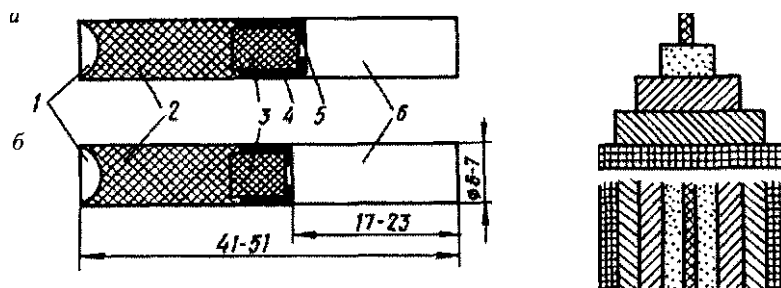


Рис. 2.51. Капсюли-детонаторы:
а — азидотетриловый; б — гремучертутный

Рис. 2.52. Огнепроводный шнур:
1 — направляющая нить; 2 — порох; 3 — льняные оплетки; 4 — наружная оболочка

Капсюль-детонатор со вставленным в него и скрепленным с ним отрезком ОШ называют *зажигательной трубкой*. Зажигательные трубки изготавливают в специальных помещениях и переносят отдельно от ВВ.

Заряд ВВ в оболочке, смонтированный с зажигательной трубкой или другим СИ, называют *патроном-боевиком*.

Для зажигания ОШ применяют тлеющий фитиль или зажигательные свечи.

Электродетонаторы (ЭД) представляют собой соединение капсюля-детонатора с электровоспламенителем, который преобразует электрическую энергию в тепловую, вызывая тем самым вспышку воспламеняющегося состава. Электродетонаторы подразделяются на группы мгновенного, замедленного и короткозамедленного действия. У *электродетонаторов мгновенного действия* (рис. 2.53, а) электровоспламенитель находится непосредственно у чашечки капсюля-детонатора, который при включении тока взрывается почти мгновенно. Принцип действия ЭД состоит в следующем: электрический ток, поступающий по проводникам от источника тока к мостику накаливания, воспламеняет зажигательный состав, от пламени которого детонирует первичное инициирующее ВВ. *Электродетонаторы замедленного действия* (ЭДЗД) взрываются через строго определенный промежуток времени (0,5—10 с) после пропускания электрического тока через мостик накаливания (рис. 2.53, б). Замедляющее устройство представляет собой гильзу с медленно горящим составом, расположенную между воспламенительным составом и чашечкой капсюля-детонатора. Промышленность выпускает ЭДЗД с замедлением 0,5; 0,75; 1; 2; 4; 6; 8 и 10 с. *Электродетонаторы короткозамедленного действия* (ЭДКЗ) по конструкции аналогичны ЭДЗД и состоят из электровоспламенителя, замедлителя и детонатора, смонтированных в одной гильзе (рис. 2.53, в). Необходимое замедление (до 250 мс) достигается подбором состава замедлителя и высотой его столбика. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ (например, свинцовый сурик с кремнием и др.), время срабатывания ЭДКЗ указывают на донышке гильзы или металлической бирке, прикрепленной к концевым проводам.

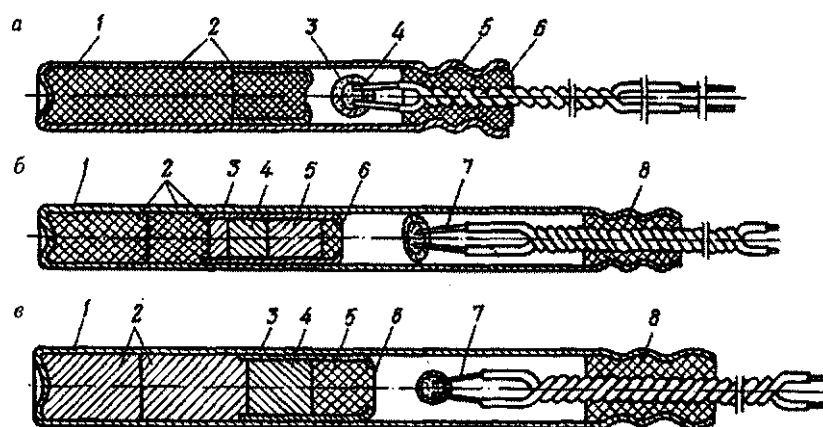


Рис. 2.53. Электродетонаторы:

а — мгновенного действия: 1 — гильза; 2 — заряд; 3 — двухслойная воспламенительная головка; 4 — электровоспламенитель; 5 — выводные провода; 6 — пластиковая пробка; б и в — замедленного и короткозамедленного действия: 1 — гильза; 2 — тетрил; 3 — колпачок; 4 — азид свинца; 5 — замедляющий состав; 6 — шелковая сетка; 7 — электровоспламенитель; 8 — пластиковая пробка

Проводниками тока в электровзрывных сетях могут служить медные, алюминиевые или стальные провода с полихлорвиниловой или резиновой изоляцией, они должны выдерживать напряжение переменного тока до 500 В или постоянного тока до 1200 В, что для медных проводов соответствует удельному электрическому сопротивлению 0,0175 Ом-м, для алюминиевых — 0,03 Ом-м и для стальных — 0,132 Ом-м.

Источниками тока при электрическом взрывании являются взрывные машинки, осветительные и силовые электрические линии, передвижные электростанции. Наиболее распространенные источники электрического тока — взрывные машинки — маломощные генераторы с ручным приводом. На практике применяют конденсаторные взрывные машинки, в которых в течение 10—20 с от первичного маломощного источника тока, вмонтированного в машинку, заряжается конденсатор и затем весьма быстро (в течение 3—4 с) разряжается в сеть. Существуют взрывные машинки индукторные, аккумуляторные и батарейные. Техническая характеристика некоторых из них приведена в табл. 2.21. Для производства одиночных и массовых взрывов на земной поверхности применяют аппаратуру дистанционного беспроводного взрывания по радиоканалам «Гром», «Гром-М», «Друза», «Друза-М».

Детонирующий шнур (ДШ) предназначен для передачи и возбуждения детонации ВВ на расстоянии, скорость детонации ДШ составляет 8,5 км/с. Сердцевину 4 детонирующего шнура (рис. 2.54.) изготавливают из вторичного инициирующего ВВ (тена) из расчета 12—13 г на 1 м шнура с направляющими нитями 5 или без них и оплетаются льняными 3 и хлопчатобумажными 2 нитками. Наружные поверхности ДШ покрываются воском 1 или озокеритом, для внешнего отличия в наружные нити добавляют две нити

красного цвета, шнуры диаметром 5—6 мм выпускают отрезками по 50 м, свернутыми в бухты и обернутыми бумагой. Взрывание при помощи ДШ применяют в случаях, когда необходимо обеспечить одновременный взрыв серии зарядов ВВ, а также при производстве массовых взрывов с короткозамедленным взрыванием. Иницирование сети ДШ осуществляется КД или ЭД, которые плотно привязывают к ДПП.

Все большее распространение получают *неэлектрические системы иницирования* (НСИ). Основа этих систем — низкоэнергетический проводник — волновод с внутренним напылением реактивного вещества массой от 9 до 20 мг на 1 м длины трубки-волновода. Ударная волна распространяется внутри этой трубки со скоростью 1800—2100 м/с и не оказывает влияния на ее целостность, но способна иницировать замедляющий элемент детонатора. НСИ состоят из поверхностных блоков детонаторов, задающих замедление взрыва по поверхностной взрывной сети, и внутрискважинных детонаторов с большим замедлением, осуществляющих непосредственный подрыв зарядов в скважинах, после того как поверхностная сеть уже сдетонировала. В промышленности применяют НСИ «Нонель» (Швеция), СИНВ (Россия, Новосибирск), «Эдилин» (Россия, Муром). Известно также о разработках НСИ скважинных зарядов «Ехе1» (Казахстан, Усть-Каменогорск) и «Импульс» (Украина, Шостка).

Средства беспламенного взрывания применяют в угольных шахтах, где не разрешается взрывание даже предохранительных ВВ. Способ беспламенного взрывания основан на быстром образовании в стальных патронах, размещенных в шпурах, газов под высоким давлением ($> 10^8$ Па) и мгновенном выбросе их в шпур.

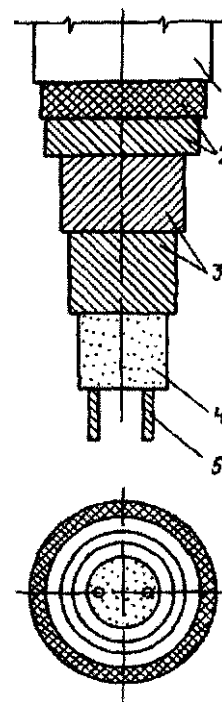


Рис. 2.54. Детонирующий шнур

Таблица 2.21

Взрывные машинки

Показатели	КПМ-1А	ВМК-500	КВП-1/100М
Напряжение на конденсаторе, В	1500	3000	600
Емкость конденсатора, мкФ	2	3,3	10
Время зарядания, с	4	20	8
Максимальное число электродетонаторов, взрываваемых при последовательном соединении	100	800	100
Максимальное сопротивление взрывной цепи, Ом	300	2100	380
Первичный источник тока	Индуктор	Индуктор	Три сухих элемента
Масса, кг	1,6	6,5	2,0

Используют следующие средства беспламенного взрывания:

- патрон кардокс, в котором образование газов происходит в результате быстрого испарения углекислоты при ее интенсивном нагревании;
- патрон гидрокс, в котором образование газов происходит в результате химических реакций порошкообразных составов под действием нагревания;
- патрон аэрдокс — в патрон, размещенный в шпуре, подают сжатый воздух под давлением 30—70 МПа.

Патрон гидрокс (рис. 2.55) состоит из металлической гильзы 5 диаметром 54 мм, длиной 1320 мм и патрона БВ-48. Металлическая гильза закрыта зарядной 7 и разрядной 1 головками; в гильзе, закрытой переходной муфтой со срезным диском 2, помещен заряд БВ-48, представляющий собой плотную бумажную гильзу, которая заполнена смесью обменных солей; внутри патрона находятся инициатор реакции разложения 4, электротермический элемент 6 и основной заряд 3. При включении тока срабатывают электровоспламенитель и инициирующий патрон, возбуждающий реакцию в смеси обменных солей. Основным состав заряда БВ-48 — аммиачная селитра, азотно-кислый магний и древесная мука, реакция основного состава происходит при давлении 3,5—5 МПа, интервал времени между подачей импульса и прорывом диска составляет 2—10 с.

Организация безопасного ведения взрывных работ

Производство взрывных работ регламентируется «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». К выполнению взрывных работ допускаются только специально обученные люди, получившие «Единую книжку взрывника» или книжку мастера-взрывника.

Перед производством взрывных работ составляют проект, или паспорт взрыва, в котором определяют опасную зону, и все люди, не связанные непосредственно с подготовкой и выполнением работ, из этой зоны перед началом подготовки взрыва удаляются.

У границ опасной зоны выставляют посты охраны, предупредительные красные флажки, щиты и т.п.

При взрывных работах обязательно применение звуковых и световых сигналов. Первый сигнал — предупредительный (один продолжительный). На мачте должен быть поднят сигнальный флаг, все люди, не занятые заряджанием и взрыванием, удаляются за пределы опасной зоны, остальные осуществляют заряджание шпуров или скважин, монтаж взрывной сети. Второй сигнал — боевой (два продолжительных). При огневом взрывании взрывники зажигают огнепроводные шнуры, а при электрическом — включают ток. Третий сигнал — отбой (три коротких), его подают после осмотра места взрыва, если не обнаружено отказавших (невзорвавшихся) зарядов; в противном случае продолжает действовать второй сигнал до окончания ликвидации «отказов».

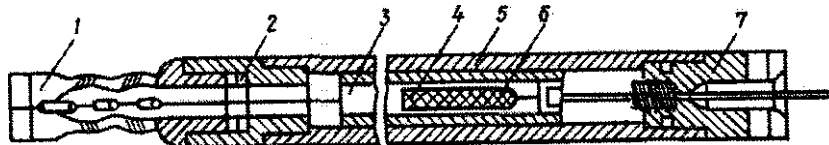


Рис. 2.5б. патрон гидрокс

Взрывчатые вещества и средства инициирования взрыва хранят в специальных базисных и расходных складах, взрывники получают ВВ с расходных складов в количествах, строго соответствующих утвержденным паспортам взрывов.

2.4. Гидравлическая отбойка горных пород

Сущность отбойки состоит в размыве горных пород струей воды большого напора, направляемой на забой. Основным оборудованием при гидравлической отбойке являются гидромониторы, насосы и трубопроводы.

Гидромонитор представляет собой машину, формирующую струю воды, которую направляют на забой. Он состоит из ствола с насадкой для создания плотной направленной струи, механизмов и системы управления (рис. 2.56). Гидромониторы бывают с ручным и дистанционным управлением. Требуемый напор воды создается насосами высокого давления с подачей от 300 до 3600 м³/ч и напором от 52 до 170 м. Гидравлическую отбойку осуществляют одновременно с транспортировкой разрушенной породы по трубам или наклонным канавам. Вода поступает к гидромонитору от нескольких насосов по трубам диаметром 200—500 мм, расход воды при размыве мягких пород составляет от 700 до 2000 м³/ч. Удельные расходы воды при размыве горных пород приведены в табл. 2.22.

Гидравлическую отбойку применяют на открытых горных работах и в угольных шахтах. При гидромониторной отбойке угля критическое разрушающее давление струи воды, МПа, определяется как

где σ_y — условный предел прочности угля, МПа; $\sigma_y = \sqrt[3]{D_p a_{сж}}$, здесь a_p и $\sigma^{\wedge}$ — пределы прочности угля при одноосных растяжении и сжатии, МПа. Показатель σ_y может быть определен также из формулы $\sigma_y = 0,06 \sigma_y$ при условии, что $0,5 < \sigma_y < 5$, где σ_y — коэффициент крепости угля.

Отбойку угля в подземных условиях осуществляют струей воды из гидромонитора под давлением 12 — 16 МПа.

Таблица 2.22

Удельный расход воды при размыве горных пород

Горная порода	Сцепление горной породы, т·10 ³ МПа	Удельный расход воды на размыв 1м ³ породы, м ³
Пылеватые пески	4—8	4—6
Супеси	7—42	4—10
Суглинки	19—68	10—16
Глины	37—82	12—18
Жирные глины	47—94	14—20

Рис. 2.56. Гидромонитор:

1 — насадка; 2 и 3 — верхнее и нижнее колена; 4 — механизм поворота; 5 — ствол; 6 — механизм подъема ствола

2.5. Другие способы разрушения горных пород

К этой группе способов отнесены способы, которые принято называть физическими. Название «физические» является условным, так как все способы разрушения горных пород без изменения фазового состояния по существу являются физическими.

Отличие физических способов разрушения от механического, гидравлического и взрывного состоит в том, что при применении физических способов горная порода получает энергию от газового теплового потока, электромагнитного или электрического полей, от плазмы.

Энергия теплового потока сразу преобразуется горной породой в механическую работу, которая может вызвать разрушение породы. Энергия электромагнитного и электрического полей преобразуется в горной породе сначала в тепловую, а затем в механическую работу. Все эти физические способы можно назвать термическими. Обычно применяют также такие названия, как электромагнитный, электроимпульсный, электротермический, электрический, плазменный и другие способы разрушения. Привлекательность физических способов разрушения пород состоит в том, что в них отсутствует как таковой породоразрушающий инструмент,

роль которого чрезвычайно возрастает с повышением прочности разрушаемых пород в связи с резким снижением стойкости и увеличивающимся износом инструмента.

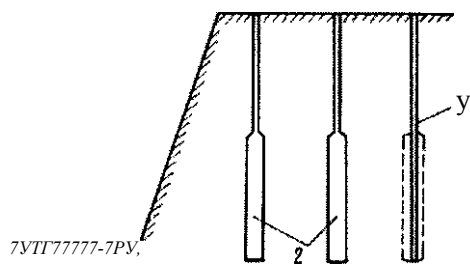


Рис. 2.57. Схемы скважин, расширяемых станками огневой бурения:

1 — начальный диаметр скважин; 2 — расширенная часть скважин

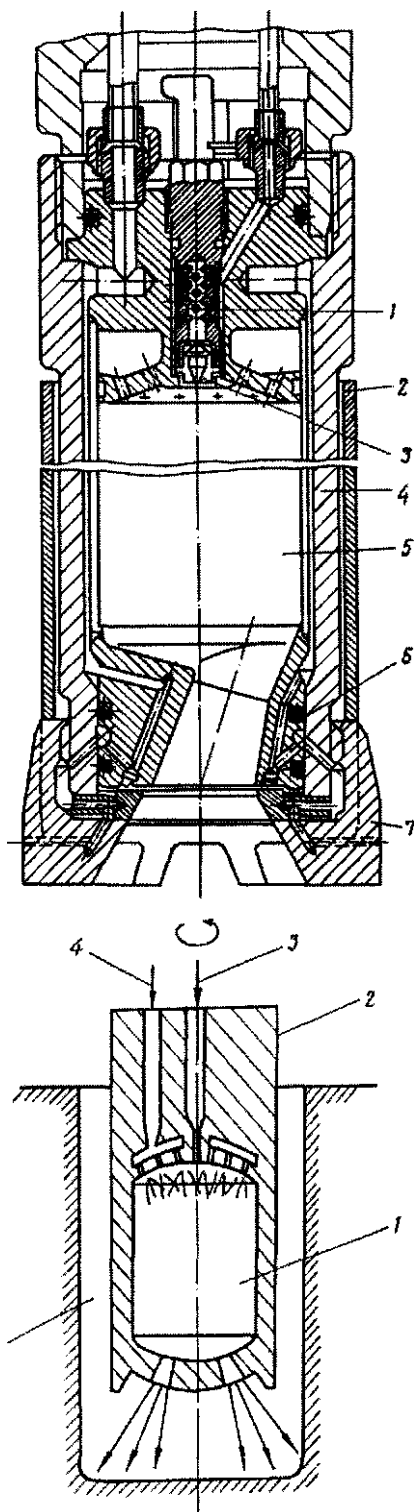


Рис. 2.58. Горелка для огневого бурения:
1 — фильтр горючего; 2 — гильза-рубашка; 3 — форсунка; 4 — чехол; 5 — камера сгорания; 6 — сопловая крышка; 7 — башмак

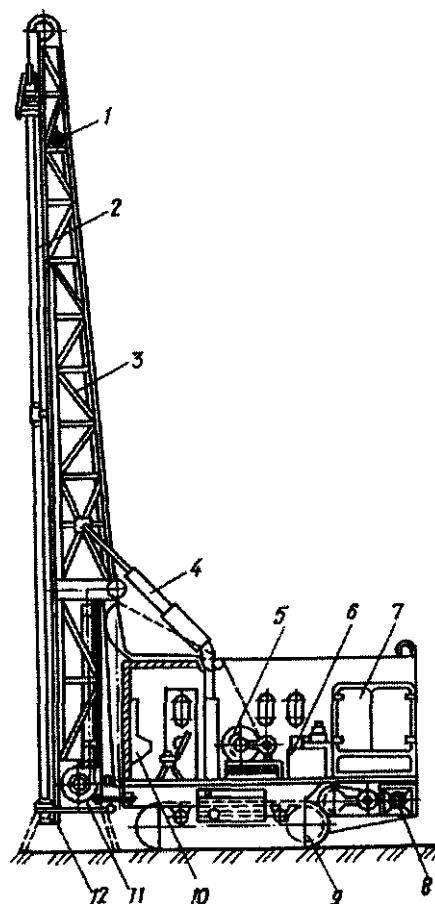


Рис. 2.60. Схема станка огневого бурения:

1 — вентиляторная установка; 2 — буровая штанга; 3 — мачта; 4 — гидроцилиндр для подъема мачты; 5 — лебедка для спуска и подъема буровой штанги; 6 — маслососная станция; 7 — блок управления; 8 — насосная станция; 9 — ходовая часть; 10 — пульт управления; 11 — отсасывающая установка; 12 — электрозапал

Рис. 2.59. Схема термобура:

1 — камера сгорания топлива; 2 — корпус; 3 — система подачи окислителя; 4 — система подачи горючего; 5 — скважина

Любой из физических способов разрушения технически возможно применить для отбойки пород с целью решения различных технологических задач горного производства: бурения шпуров и скважин, проведения выработок, добычи полезных ископаемых, но лишь в соответствующих горно-геологических условиях и горных породах с определенными физическими свойствами. Каждый отдельный способ имеет свои достоинства в сравнении с другими, но каждому из них присущи недостатки, ограничивающие область его применения. Путем объединения некоторых из них можно получить комбинированное воздействие на породу, при котором удастся устранить недостатки и усилить достоинства комбинируемых способов, для того чтобы добиться большей универсальности по использованию в различных горно-технических условиях и разных по физическим свойствам горных породах. Например, сочетание механического и взрывного способов разрушения дает универсальный буровзрывной способ отбойки пород; сочетание теплового и механического воздействий на породу называют термомеханическим.

Все физические способы разрушения горных пород находятся в различной степени изученности, проработанности и апробации. Например, для бурения и расширения взрывных скважин на карьерах (рис. 2.57) применяют горелки ракетного типа (рис. 2.58) и термобуры (рис. 2.59), создан станок огневого бурения (рис. 2.60).

ГЛАВА 3. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ РАЗРЫХЛЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

3.1. Способы перемещения горной массы

При отделении горных пород от массива и их разрушении образуется **горная масса**. Она может состоять из полезных ископаемых, пустых горных пород, а также их смесей в виде кусков и частиц различной крупности. Горная масса бывает сыпучей, когда силы сцепления между ее кусками отсутствуют, связной за счет водно-коллоидных связей между ее частицами или кусками.

Если горная масса представляет собой полезное ископаемое, то ее направляют потребителю сразу в том случае, когда она является конечным продуктом предприятия, или после дополнительной переработки — сортировки, очистки от примесей, обогащения и т. п. Горную массу, представленную пустыми породами, направляют на временные склады, т. е. во внешние отвалы, находящиеся за пределами собственно шахты или карьера, или размещают в горных выработках, отслуживших срок эксплуатации.

Перемещение горной массы осуществляется различными способами в зависимости от горно-геологических условий решаемых горно-технологических задач, физических и технологических свойств перемещаемых горных пород.

Первый способ заключается в использовании действия гравитационных сил, он применяется для перемещения горной массы с верхних горизонтов на нижние по вертикальным и крутонаклонным горным выработкам.

Второй способ основан на применении для перемещения горной массы специальных технических средств:

- циклического действия, к которым относят автомобильный и рельсовый транспорт, скреперные установки, самоходные вагоны, погрузочно-доставочные машины (ПДМ), погрузочные машины и устройства, питатели, подъемные установки и машины, экскаваторы и другие подобные машины;
- непрерывного действия, к ним относят конвейеры скребковые и ленточные, трубопроводный транспорт, перегружатели, транспортно-отвальные мосты и другие технические средства.

Третий способ состоит в перемещении горной массы под действием взрыва заряда ВВ. Взрывная доставка горной массы применяется при разработке пологих и наклонных залежей в открытом очистном пространстве, когда доступ туда людей запрещен. При взрывной доставке горная порода отбивается от массива посредством взрывания комплекта скважин, отбрасывается, а затем скатывается к траншеям или воронкам; удельный расход ВВ при этом увеличивается на 15—25 %. Способ применяют на залежах мощностью от 3 до 30 м, при этом дальность доставки составляет 30—40 м.

В зависимости от технологической задачи различают такие виды перемещения горной массы, как погрузка, доставка и транспортирование.

Погрузка — это процесс перемещения предварительно разрыхленной или вынимаемой из массива без предварительного рыхления горной породы в доставочные или транспортные средства.

Под *доставкой* понимают обычно перемещение разрыхленной, отбитой горной породы, полезного ископаемого в пределах очистного забоя и до пункта погрузки в транспортные средства.

Транспортирование — процесс перемещения разрыхленной горной породы, полезного ископаемого по протяженным горным выработкам, а также по земной поверхности до пунктов складирования, переработки, а в случае подземных горных работ — до аккумулирующих выработок, находящихся в околоствольном дворе, для последующей выдачи на земную поверхность.

При проведении подземных горизонтальных и наклонных горных выработок доставку от забоя и погрузку горной массы в транспортные средства или перегрузку в перепускные вертикальные горные выработки выполняют погрузочными машинами, скреперными установками, погрузчиками, погрузочно-доставочными агрегатами и комплексами.

При проходке вертикальных горных выработок сверху вниз доставку и погрузку горной массы осуществляют грейферными погрузчиками и стволовыми породопогрузочными машинами. При проходке вертикальных горных выработок снизу вверх доставка горной массы происходит самотеком, под действием ее собственного веса.

При очистной выемке полезных ископаемых применяют следующие способы доставки и погрузки горной массы: под действием гравитационных сил, взрыва зарядов ВВ, а также конвейерами цепного и пластинчатого типов, вибропитателями, погрузчиками, скреперами, экскаваторами, работающими в комплексе с автотранспортом; погрузку горной массы в транспортные средства производят через приемные, перегрузочные устройства, оборудованные люковыми затворами.

При проведении горных выработок и очистной выемке полезных ископаемых с помощью проходческих комбайнов, очистных механизированных комплексов и очистных агрегатов отбойку горной массы и ее доставку до места погрузки в транспортные средства выполняют этими машинами в едином технологическом цикле.

Транспортирование горной массы при подземных работах осуществляют, главным образом, рельсовым транспортом в вагонетках различного типа, ленточными конвейерами и гидротранспортом.

Подъем горной массы на земную поверхность через шахтные стволы производят в вагонетках, размещаемых в подъемных устройствах — клетях, в специальных подъемных сосудах — скипах, ленточными конвейерами по наклонным шахтным стволам, гидротранспортом — непрерывным потоком от забоя. Перемещение грузов по вертикальным и наклонным шахтным стволам в клетях и скипах осуществляют подъемными установками с подъемными машинами.

На открытых горных работах выемочно-погрузочные операции выполняют экскаваторами, погрузчиками, колесными скреперами и другими машинами. Транспортирование горной массы в основном осуществляют железнодорожным, автомобильным, конвейерным и гидравлическим транспортом. При значительной глубине карьеров иногда применяют специальные подъемные установки, перемещающие горную массу на земную поверхность от пунктов разгрузки внутрикарьерного транспорта.

3.2. Перемещение горной массы при подземных горных работах

3.2.1. Перемещение горной массы погрузочными машинами

Погрузочные машины предназначены для погрузки горной массы в транспортные средства в горизонтальных и пологих горных выработках.

По принципу работы различают машины:

- с цикличной и непрерывной, с прямой и ступенчатой погрузками;
- с нижним, боковым и верхним зачерпыванием горной массы.

К цикличным относят **ковшовые машины** типа ППН и ППМ с прямой и ступенчатой погрузкой горной массы. Зарубежным аналогом погрузочных машин циклического действия являются серии ковшовых машин типа LM и CAVO (фирма Atlas Copco, Швеция). Машины со ступенчатой погрузкой горной массы оснащены ленточным или пластинчатым конвейером или бункером, которые являются составными частями конструкции машины. Ковшовые машины имеют колесно-рельсовый (рис. 3.1) или пневмоколесный (рис. 3.2) ход. Эти простые по конструкции и высоко маневренные горные машины обеспечивают хорошую зачистку почвы и погрузку горных пород любой крепости.

Ковшовые погрузочные машины типа ППН состоят из исполнительного органа, ходовой части, привода хода и погрузки, системы управления (рис. 3.3). Машины типа ППН на колесно-рельсовом ходу со ступенчатой погрузкой горной массы (см. рис. 3.3, а) в отличие от машин типа ППН имеют ковш, закрепленный на стреле и разгружающийся на конвейер, который перемещает горную массу в транспортную вагонетку. Ковш внедряется в горную массу



Рис. 3.1. Погрузка горной массы в вагонетку в горной выработке машиной типа LM на колесно-рельсовом ходу



Рис. 3.2. Погрузка горной массы в выработку машиной типа Cavo 320 на пневмоколесном ходу

за счет напорного усилия, создаваемого механизмом передвижения погрузочной машины (рис. 3.4.)

Машины серии Саво на пневмоколесном ходу имеют исполнительный орган в виде ковша с цепью, которым осуществляется погрузка горной массы в собственный бункер. Машина перемещает горную массу на расстояние до 150 м (рис. 3.5).

Техническая характеристика некоторых типов погрузочных машин приведена в табл.3.1 и 3.2.

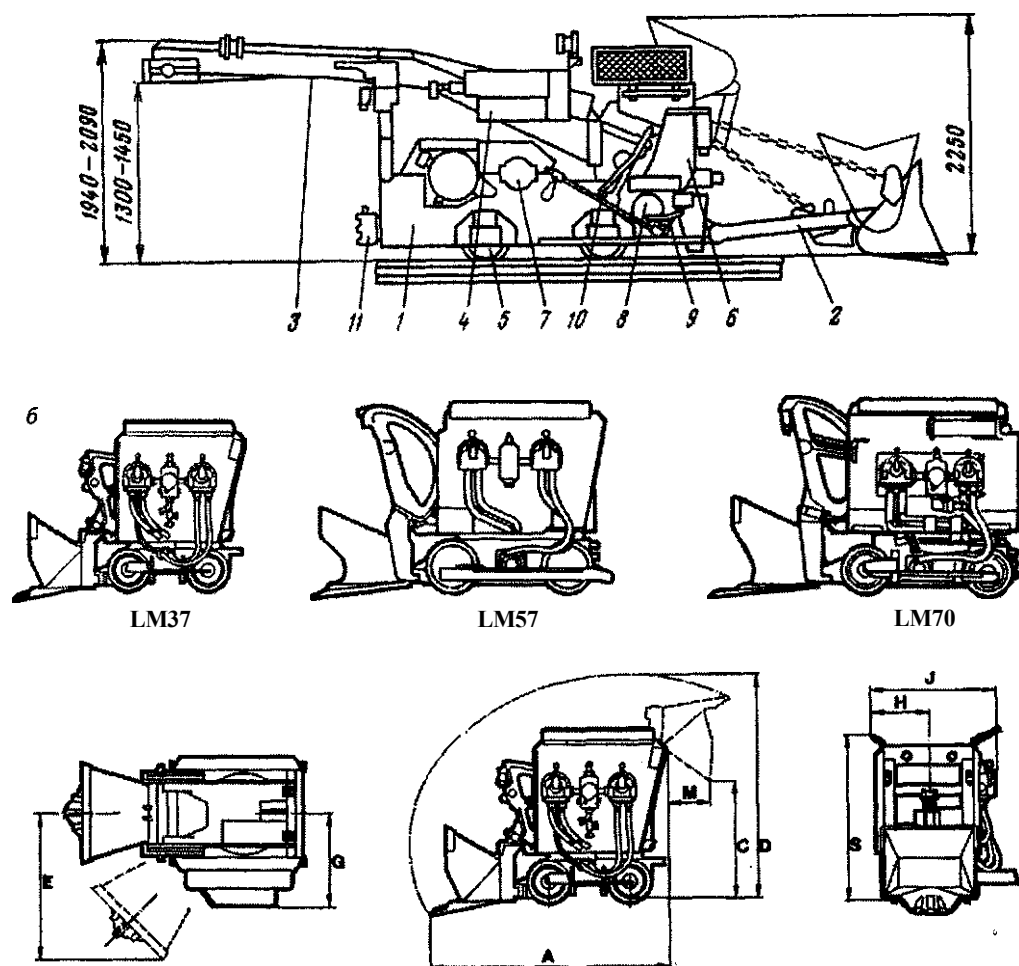


Рис. 3.3. Погрузочные машины циклического действия на колесно-рельсовом ходу:
a — 1ППН5 (1ППН5-П): 1 — рама; 2 — исполнительный орган; 3 — ленточный конвейер; 4 — электро- (или пневмо-)привод; J — тележка; 6 — стойка; механизмы: 7 — перемещения, 8 — подъема; системы управления: 9 — перемещением машины, 10 — подъемом ковша; 11 — буферная сцепка; б — машины серии LM

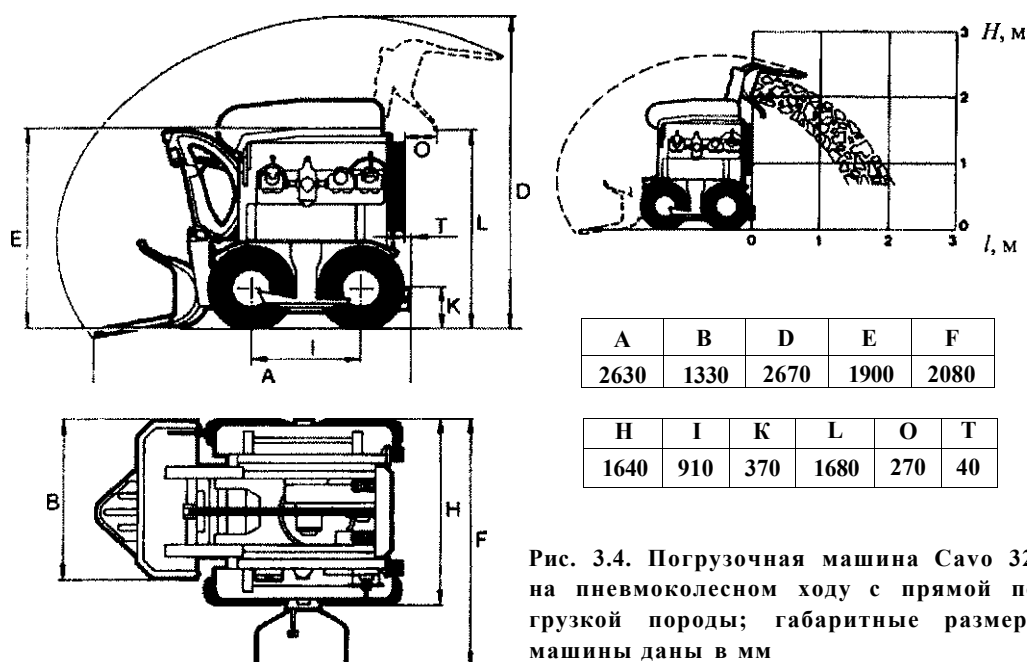


Рис. 3.4. Погрузочная машина Savo 320 на пневмоколесном ходу с прямой погрузкой породы; габаритные размеры машины даны в мм

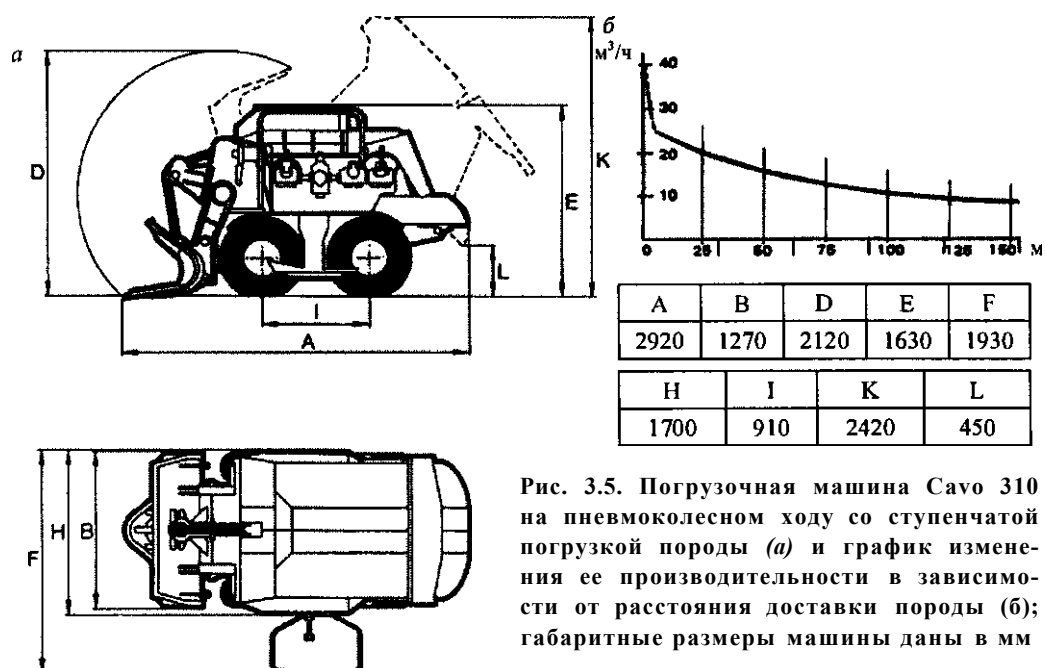


Рис. 3.5. Погрузочная машина Savo 310 на пневмоколесном ходу со ступенчатой погрузкой породы (а) и график изменения ее производительности в зависимости от расстояния доставки породы (б); габаритные размеры машины даны в мм

Таблица 3.1

Техническая характеристика погрузочных машин
циклического действия на колесно-рельсовом ходу

Показатели	Машины					
	прямой погрузки			ступенчатой погрузки		
	ППН 1С	ППН2	ППН3	1ППН5	1ППН5-П	ППМ4У
Техническая производи- тельность, м ³ /мин	0,8	1,0	1,25	1,25	1,25	1,25
Объем ковша, м ³	0,2	0,32	0,5	0,32	0,32	0,32
Давление воздуха, МПа	0,4—0,5	0,4—0,5	0,4—0,5	–	0,4—0,5	–
Мощность пневмото- ров, кВт:						
машины	18	56	38	–	33	–
конвейера	–	–	–	–	8,8	–
Мощность электродвига- телей, кВт:						
машины	–	–	–	14	14	14
конвейера	–	–	–	7,5	7,5	7,5
Размер погружаемых кус- ков породы, мм	<400	<400	<400	<400	<400	<400
Фронт погрузки, м	2,2	2,5	3,1	4,0	4,0	4,0
Ширина колеи, мм	600	750	900	600	750	900
Основные размеры в ра- бочем положении, мм:						
длина	2250	1350	1500	7535	7535	8200
ширина	1250	2350	2800	1700	1700	1800
высота	2250	5000	6800	2250	2250	2350
Масса, кг	3500			9000	9000	10000
<i>Примечание.</i> Исполнительный орган машин с прямой погрузкой — ковш и две кулисы, соеди- ненные траверсой; исполнительный орган машин со ступенчатой погрузкой — ковш на стреле с ковшовыми цепями.						

Таблица 3.2

Техническая характеристика пневматических погрузочных машин
циклического действия (фирма Atlas Copco, Швеция)

Показатели	Погрузочные машины				
	LM 37	LM 57	LM 70	Cavo 320	Cavo 310
Мощность мотора, кВт:					
ходовой части	6,5	10,0	10	2x6,5	2x6,5
ковша	7,5	17,5	2x11	17,5	7,5
Объем, м ³ :					
ковша	0,14	0,26	0,40	0,3	0,13
бункера	–	–	–	–	1,0
Техническая производи- тельность, м ³ /мин	0,6	1,0	1,5	1,0	0,7
Расход воздуха, м ³ /мин	6,0	7,98	10	7,98	7,98
Нормальное давление сжа- того воздуха, МПа	0,45—0,7	0,45—0,7	0,45—0,7	0,5—0,7	0,45—0,7
Масса, кг	1950	2750	4300	4100	3150

Погрузочные машины непрерывного действия типа ПНБ имеют ступенчатую погрузку горной массы и гусеничный ход. Такая машина состоит из погрузочного устройства с нагребными лапами, перегрузочного конвейера, гусеничного хода, гидро- и электрооборудования, систем управления и пылеподавления (рис.3.6). Некоторые машины оснащены навесным оборудованием для бурения шпуров (ПНБ-2Б, 2ПНБ-2Б, МПНБ). Техническая характеристика некоторых погрузочных машин типа ПНБ приведена в табл.3.3.

Таблица 3.3.

Техническая характеристика погрузочных машин непрерывного действия

Показатели	ПНБ-2	2ПНБ-2	ПНБ-3Д	ПНБ-4
Техническая производительность, м ³ /ч	130	150	240	350
Установленная мощность электродвигателей, кВт	31	70	114	149
Основные размеры в рабочем положении, мм:				
длина	7800	7800	9000	10 000
ширина	1600	1800	2700	2700
высота	2300	2600	3400	3900
Масса, т	7	11,8	26	34

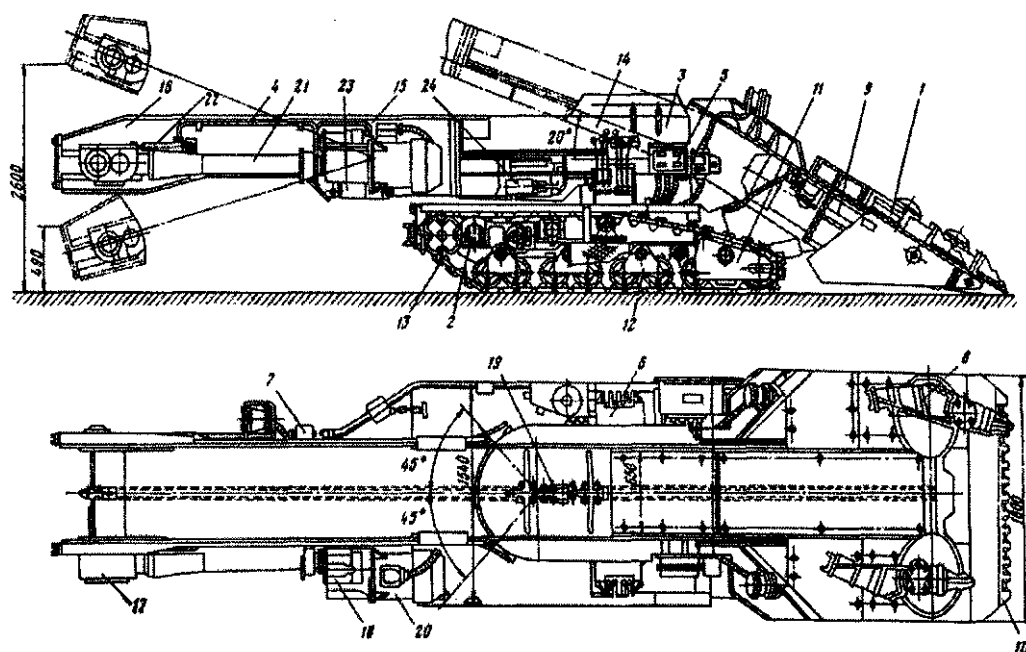


Рис. 3.6. Погрузочная машина непрерывного действия (2ПНБ-2):

1 — нагребная часть; 2 — ходовая часть; 3 — скребковый конвейер; 4 — гидрооборудование; 5 — электрооборудование; 6 — система управления; 7 — система орошения; 8 — нагребные лапы; 9 — редукторы лап; 10 — носок нагребной части; 11,12 — балансиры ходовой части; 13 — гусеничная цепь; составные части скребкового конвейера: 14 — рамы стола, 15 — промежуточная головка, 16 — натяжная головка, 17 — приводная головка, 18 — редуктор, 19 — скребковая цепь, 20 — электродвигатель, 21 — телескопический вал, 22, 23 и 24 — гидроцилиндры

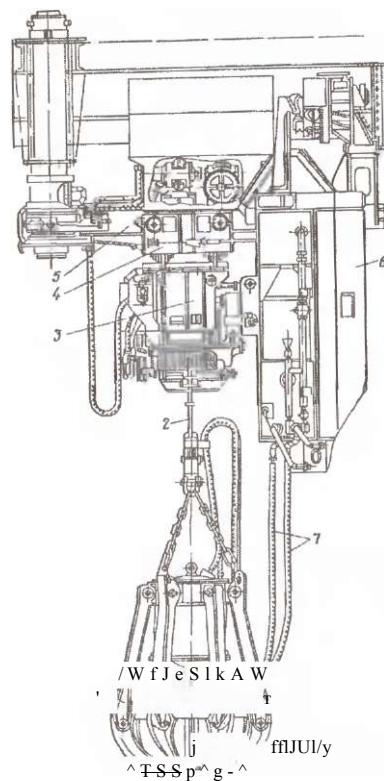


Рис. 3.7. Одногрейферная погрузочная машина

погрузочной машины (рис. 3.7.) состоит из следующих основных узлов: грейфера 1, каната подвески грейфера 2, тельфера 3, механизма перемещения тележки тельфера 4, кругового монорельса 5, кабины машиниста 6, шлангов для подачи сжатого воздуха 7. Машина оснащена шестилопастным грейфером вместимостью 0,65 м³, управление ею осуществляют дистанционно из кабины машиниста; эксплуатационная производительность машины достигает 60 м³/ч.

Грейферные погрузчики и стволосые породопогрузочные машины предназначены для погрузки в подъемные сосуды горной массы из забоев вертикальных горных выработок (например, шахтных стволов) в процессе их строительства. Погрузчик состоит из четырехлопастного грейфера с пневматическим затвором, осуществляющего зачерпывание породы; пневматического подъемника, производящего подъем грейфера на высоту 1,0—1,5 м в зависимости от высоты подъемного сосуда — бадьи, разгрузку в него горной массы и затем опускание грейфера на забой. Полную механизацию погрузки горной массы, образовавшейся после взрывания шпуров в забое сооружаемого шахтного ствола, обеспечивают универсальные стволосые погрузочные машины. Машины типа КС-2у/40 выпускают в двух модификациях: с одним и двумя грейферами. Машины с одним грейфером применяют для проходки стволов диаметром 5,5—6,5 м (рис. 3.7) и с двумя грейферами — для стволов диаметром 7—8 м (табл. 3.4).

Комплект одногрейферной

Таблица 3.4

Техническая характеристика стволовых породопогрузочных машин

Показатели	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м ³	0,65	2х0,65	1,25	2х1,25	0,4
Техническая производи- тельность, м ³ /мин	1,6	2,4	2,5	4,7	1,0
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	50	100	80	150	50
Цикл черпания, с	25—30	25—30	30	30	25—30
Установленная мощность пневмодвигателей, кВт	57,1	114,2	104,6	209,2	57,1
Диаметр грейфера, мм:					
раскрытого	2500	2500	2900	2900	2180
закрытого	1600	1600	2100	2100	1440
Рекомендуемая вместим- ость бадьи, м ³	2,5—4	3—5	5—6,5	5—6,5	2—3
Рекомендуемые условия применения:					
глубина ствола, м	200—	200—800	700—1500	700—1500	<700
диаметр ствола в черне, м	800	7—8	6,5—8	7,5—8,5	4—5
Масса погрузочной маши- ны, кг	5,5—6,5 10 000	19 200	2160	43 900	9500

3.2.2. Перемещение горной массы погрузочно-доставочными машинами, комплексами, установками, устройствами и конвейерами

Погрузочно-доставочные машины ПДМ и погрузочно-транспортные машины ПТМ предназначены для перевозки горной массы в ковше на весу к месту разгрузки. Ковшовые ПДМ бывают легкие — с грузоподъемностью ковша до 2—3 т, средние — с грузоподъемностью 4—6 т и тяжелые — с грузоподъемностью 7—8 т и более. Для машины с ковшом вместимостью от 1 до 5,6 м³ минимальная ширина доставочной выработки составляет соответственно от 2,4 до 4,9 м, а высота от 2,4 до 2,75 м.

ПДМ в зависимости от их технических характеристик могут применяться в горных выработках с площадью поперечного сечения от 5 до 14 м² и более. Машины с ковшом вместимостью более 3 м³ хорошо работают при наличии крупнокусковой абразивной руды и транспортировании на расстояние 150—400 м; более мощные ПДМ с ковшом вместимостью 4—7 м³ могут эффективно транспортировать горную массу на расстояние 500—1000 м. Для перевозки горной массы применяют также ПДМ ковшово-бункерного типа. Горную массу перевозят в бункере машины, который загружают ее ковшом. В горном производстве широко применяют ПДМ TORO (TAMROCK, Финляндия) с электрическим и дизельным приводами (табл. 3.5 и 3.6), (рис. 3.8). ПДМ TORO оснащены одно- или двухступенчатой системой очистки выхлопных газов с каталитическими и жидкостными нейтрализаторами.

Рис. 3.8. ПДМ TORO на подземных горных работах

Подземные экскаваторы с электрическим приводом и вместимостью ковша 1—2 м³ применяют в комплексе с бульдозерами и автосамосвалами в горных выработках высотой не менее 6 м. Производительность экскаватора типа ЭП-1А с ковшом вместимостью 1 м³ достигает при погрузке крепких руд 700 т/смену.

Автосамосвалы используют при доставке горной массы на расстояние 300—1000 м и более; их грузоподъемность составляет 40—50 т, все автосамосвалы оснащают системой очистки выхлопных газов. Производят автосамосвалы, оснащенные кузовом с конвейерным выталкивателем, он предназначен для сокращения времени разгрузки горной массы в выработках, не имеющих достаточной высоты для опрокидывания кузова обычного авто самосвала.

Самоходные вагоны применяют в комплексе с погрузочными машинами. Самоходные вагоны имеют длинный бункер вместимостью 2,5—10 м³, оборудованный донным скребковым конвейером; вагоны снабжены электрическим приводом и колесной ходовой частью на пневматических шинах (5BC-15М, BC-30). Техническая характеристика некоторых самоходных вагонов приведена в табл. 3.7.

Подземные бульдозеры типа БДП на гусеничном ходу с установленной мощностью привода 74 кВт и скоростью передвижения 10 км/ч используют для доставки горной массы до рудоспусков на небольшие расстояния, зачистки забоев и сооружения дорог для самоходной техники.

Вибропитатели представляют собой конвейерные установки длиной до 8—10 м, состоящие из грузонесущего лотка и вибратора с электроприводом; установка перемещает горную массу под уклон, горизонтально и даже на небольшой подъем за счет колебаний лотка.

Вибропитатели можно применять для донного выпуска горной массы в вагон, автосамосвал, на конвейер, в рудоспуск и т. п.; их используют вместо люков для погрузки горной массы из вертикальных горных выработок (ру-

допусков) в вагон (рис. 3.9, 3.10). Техническая характеристика вибропитателей приведена в табл. 3.8 и 3.9. Разновидностью вибропитателя является вибропобудитель, представляющий собой виброплощадку длиной 1,2 м не-направленного действия; вибропобудители устанавливают в нишах под выпускными горными выработками, с их помощью интенсифицируют истечение горной массы из выемочных камер и блоков. На выпуске руды из блоков применяют вибропитатели ПВГ 1,4/4,0 и ПВГ 1,2/3,1, в качестве перегрузочных используют вибропитатели ВДПУ-6.

Таблица 3.5

Техническая характеристика ПДМ TORO с электроприводом

Показатели	TORO 150	TORO 151	TORO 400	TORO 501
Грузоподъемность, т	3,2	3,2	9,6	14
Вырывное усилие при подъеме стрелы, кН	61	61	204	292
Вырывное усилие при запрокидывании ковша, кН	75	75	193	248
Опрокидывающая нагрузка, кН	80	80	248	280
Вместимость ковша, м ³	1,3—1,75	1,3—1,75	3,8—4,6	4,3—7,5
Продолжительность циклов, с:				
подъем стрелы	6,0	6,0	8,0	9,0
опускание стрелы	3,0	3,0	4,5	5,5
опрокидывание ковша	3,0	3,0	3,0	3,0
Скорость движения с грузом вперед и назад, км/ч:		2,9	3,5	3,5
1-я передача	5,5	5,5	6,8	6,1
2-я передача	9,2	9,2	12,0	10,5
Мощность двигателя, кВт/(об/мин)	55/1500	55/1500	110/1500	160/1500
Напряжение, В	380—1000	380	660	1000
Длина кабеля, м (круглый)	(4x25)max120	(4x25)max120	(3x35)max120	(4x50)280
Размеры, мм:				
длина	6890	6890	9633	10 680
ширина	1420	1480	2440	2730
высота максимальная	3390	3490	5700	5800
Радиус поворота, мм:				
внутренний	2785	2785	3550	3880
наружный	4470	4770	6635	7300
Масса, кг	8900	8900	24 500	36 500

Таблица 3.6

Техническая характеристика ПДМ TORO с дизельным приводом

Показатели	TOR0250	TOR0300	TOR0 5 00	T0R035
Грузоподъемность, т	4,5	6,2	13,5	36
Вырывное усилие при подъеме стрелы, кН	81	121	307	–
Вырывное усилие при опрокидывании ковша, кН	69	109	262	
Опрокидывающая нагрузка, кН	80	145	270	(12,5—20)
Вместимость ковша (платформы), м³	2,0	2,7—3,3	4,3—7,5	16
Продолжительность цикла, с:				
подъем стрелы	7,5	6,0	7,7	
опускание стрелы	5,0	4,5	4,0	
опрокидывание ковша	3,0	4,0	1,6	6,0
Скорость движения с грузом вперед и назад, км/ч:				
1-я передача	4,3	5,0	4 передачи	12,0
2-я передача	9,7	10,0	5,4—25,5	23,0
3-я передача	21,0	25,0	–	–
Мощность двигателя, кВт/(об/мин)	63/2300	102/2300	240/2100	240/2300
Размеры, мм:				
высота максимальная	4255	4600	6300	5650
ширина	2000	2100	3040	3036
длина	7680	8470	10530	9785
Радиус поворота, мм:				
внутренний	2895	3030	3680	4900
наружный	5250	5780	7230	8945
Масса, кг	12 400	14 500	35 300	25 300

Таблица 3.7

Техническая характеристика самоходных вагонов

Показатели	4BC-10PB	5BC-15
Грузоподъемность, т	10	15
Вместимость кузова, м³	7,5	11,0
Установленная мощность электродвигателя, кВт	90	127
Длина кабеля, вмещающегося на барабане, м	250	212
Скорость передвижения по горизонтальному пути, км/ч:		
с грузом	7,0	7,0
без груза	8,0	7,5
Габаритные размеры, мм:		
длина	7700	8200
ширина	2360	2500
высота	1450	1650
Масса, т	15,5	18

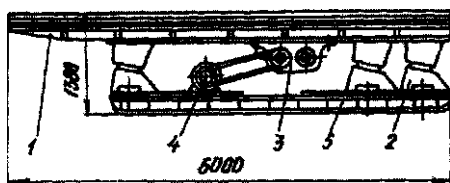


Рис. 3.9. Вибропитатель:
1 — грузонесущий лоток; 2 — амортизирующая опора; 3 — вибропривод; 4 — электродвигатель; 5 — опорная рама

Устройства для доставки и погрузки горной массы под действием гравитационных сил представляют собой различные металлические желоба, решетки, деревянные или бетонные настилы, трубы, вертикальные и наклонные горные выработки: рудоспуски, печи, скаты. В пунктах погрузки горной массы в транспортные средства устанавливают также питатели, люки с затворами или люки, оборудованные затворами и питателями.

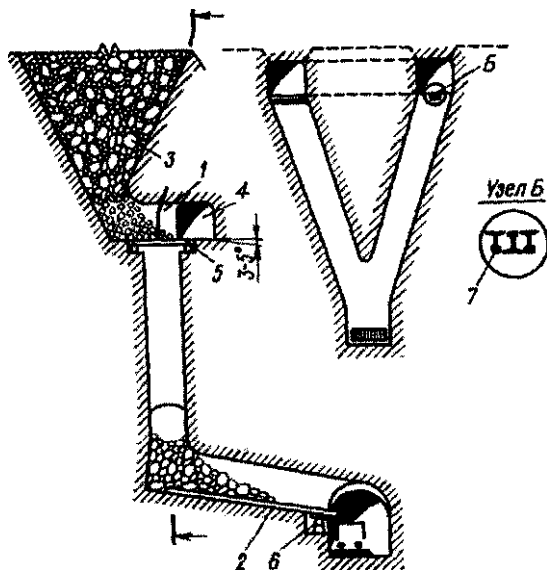


Рис. 3.10. Схема выпуска руды с применением вибропитателя:

1 — камера грохочения; 2 — вибропитатель; 3 — траншея; 4 — выработка грохочения; 5 — грохот; 6 — электропривод вибратора; 7 — рельсы

Таблица 3.8

Техническая характеристика некоторых типов виброустановок

Показатели	«Сибирячка»	ВВДР	ВКВС	ВИН-2	ВП-2	ДШЛ, вибролюки
Техническая производительность, м ³ /ч	360	300	120	200	250	300
Мощность двигателя, кВт	20	28	1,9х4	42	40	6,0
Размеры, м:						
высота	0,65	1,35	0,77	1,63	1,3	3,37
ширина	1,2	1,5	1,71	2,14	1,6	
длина	6,0	7,0	6,6	5,8	5,35	2,44
Масса, т	3,0	5,0	4,8	12,6	10,3	2,3

Таблица 3.9

Техническая характеристика вибропитателей ПВУ

Показатели	ПВУ-2-1,0	ПВУ-3-1,2	ПВУ-4-1,6	ПВУ-5-1,8	ПВУ-6-2,0
Производительность, м ³ /ч	300	400	550	650	700
Параметры вибрации:					
статический момент, Нм	40	63	80	100	125
амплитуда, мм	2	2	2	2	2
частота, Гц	17;25	17;25	17;25	17;25	17;25
угол вибрации, градус	20	20	20	20	20

Окончание табл. 3.9

Показатели	ПВУ-2-1,0	ПВУ-3-1,2	ПВУ-4-1,6	ПВУ-5-1,8	ПВУ-6-2,0
Угол наклона лотка, градус	0—7	0—7	0—7	0—7	0—7
Размер кондиционного куска (макс), мм	250	400	600	800	1000
Мощность электродвигателя, кВт	4,5	11	15	18,5	25
Размеры, м:					
длина	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0
ширина	1,0	1,2	1,6	1,8	2,0
высота	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Масса, т	1,5	2,1	3,0	4,5	5,0

Люком называется устройство, расположенное в нижней части горной выработки, из которой горная масса должна поступать в транспортное средство; люковые затворы или питатели служат для управления потоком горной массы. Люк состоит из днища, бортов, лобовины, отбойника, затвора и привода управления затвором (рис. 3.11). Днища изготавливают из заделанных в бетон рельсов, стальных листов толщиной до 25 мм или броневых плит толщиной до 80 мм; лобовину и отбойник также выполняют из рельсов или дерева, которое обшивают металлом. Угол наклона днища в зависимости от свойств выпускаемой горной массы составляет 40—65°. Ширина выпускного отверстия принимается равной трехкратному размеру кондиционного куска выпускаемой горной массы, высота — равной или несколько больше ширины люка. Управление затвором может быть ручным или механическим с пневматическими приводами, пневмоцилиндрами. Оптимальные размеры кусков горной массы в зависимости от конструкции люковых затворов могут изменяться от 200 до 500 мм или до 600 мм. Производительность различных люков составляет от 150 до 450 т/ч; месячная пропускная способность люков до 120 тыс. т. При замене люковых затворов питателями, например вибрационного действия, техническая производительность люка повышается до 1500 т/ч.

Канатные скреперы предназначены, главным образом, для перемещения разрушенных горных пород до пунктов их погрузки в транспортные средства. Скреперная установка состоит из скрепера, т. е. ковша, скреперной двух- или трехбарабанной лебедки с приводом, каната и блочков. Производительность скреперных установок в зависимости от их мощности, крупности кусков перемещаемых горных пород и от расстояния перемещения, т. е. дальности доставки, изменяется в пределах 200—600 т/смену (табл. 3.10).

Скреперные установки применяют для погрузки горной массы при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок сверху вниз и для доставки горной массы при очистной выемке полезных ископаемых буровзрывным способом на рудных месторождениях.

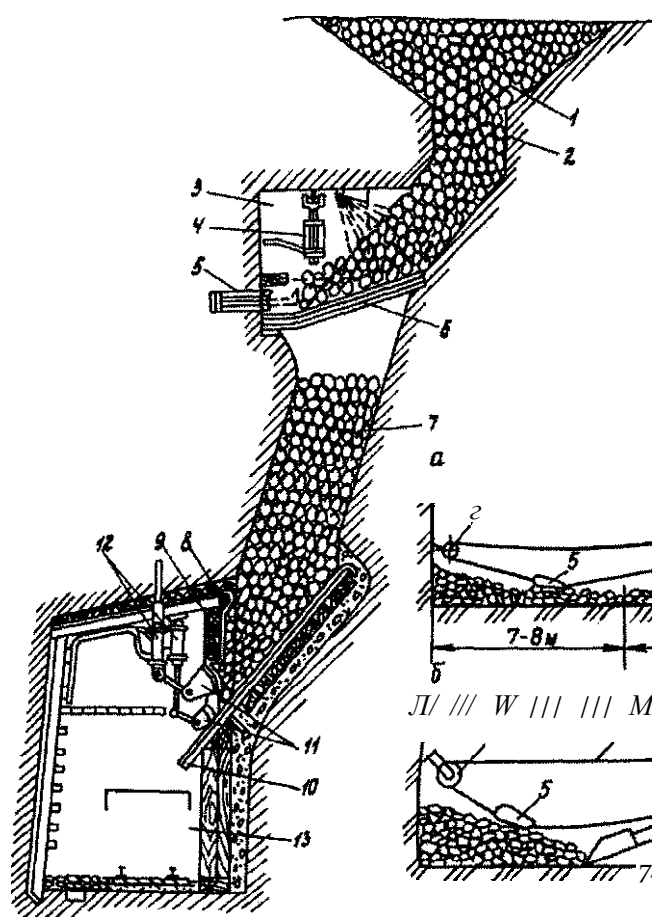


Рис. 3.11. Схема люкового устройства:

1 — воронка; 2 — рудоспуск; 3 — орт грохочения; 4 и 5 — пневматические бутобои; 6 — грохот; 7 — горная масса (руда); 8 — отбойник; 9 — лобовина; 10 — днище; 11 — двухсекторный затвор; 12 — пневмоцилиндры; 13 — выработка откаточного горизонта

Рис. 3.12. Скреперные погрузочные установки:

а — стационарная; б — передвижная

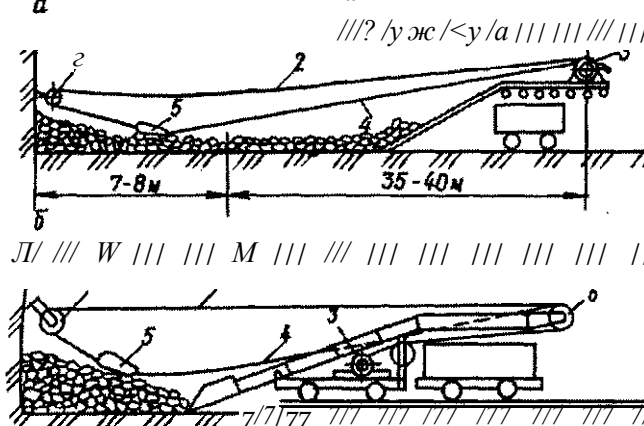


Таблица 3.10

Техническая характеристика скреперных установок

Мощность лебедки, кВт	Вместимость скрепера, м ³	Кондиционный размер кусков породы (макс), мм	Диаметр каната, мм
10	0,10—0,16	300	10
17	0,1—0,25	500	16
30	0,25—0,4	900	19
50	0,6—1,0	1000	22
75—100	1,0—1,6	1200	28

Скреперная установка, применяемая при проведении горных выработок (рис. 3.12), состоит из скрепера 5, служащего для зачерпывания и перемещения горной массы к месту погрузки, пневматической или электрической лебедки 3, грузового каната 4, прикрепляемого к передней части скрепера, хвостового каната 2, забойного блока 1 и направляющего ролика б.

3.2.3. Перемещение горной массы рельсовым транспортом

Перемещение горной массы по транспортным выработкам (ортам, штрекам, квершлагам, бремсбергам, штольням и наклонным стволам) осуществляют рельсовым, конвейерным и трубопроводным транспортом. Наибольшее распространение получил рельсовый транспорт — откатка в вагонетках по рельсовым путям. Этот вид транспорта широко применяется также для перевозки материалов, оборудования и людей.

Рельсовый путь состоит из рельсов, элементов крепления рельсов между собой и со шпалами, шпал и балластного слоя, на который уложены шпалы (рис. 3.13). В почве выработки, на которую укладывают рельсовый путь, проводят водоотводную канавку.

Основной параметр рельсового пути — ширина колеи K_p — определяется как расстояние между внутренними гранями головок рельсов. В подземных условиях применяют колею шириной 600, 750 и 900 мм. Рельсы бывают следующих типов: Р-18, Р-24, Р-33, Р-38, Р-43; цифра обозначает массу 1 м рельса в килограммах; тип рельса выбирают исходя из нагрузки на ось подвижного состава и интенсивности движения. Шпалы могут быть деревянными, железобетонными и редко металлическими. Балластный слой обычно имеет толщину 100—150 мм и состоит из щебня крупностью 20—60 мм из твердых горных пород. Рельсовые пути соединяют между собой стрелочными переводами, предназначенными для перевода подвижного состава с одного пути на другой.

В качестве подвижного состава на рельсовом транспорте применяют **рудничные, шахтные вагонетки** и локомотивы. Вагонетки различают *грузовые*, предназначенные для транспортирования насыпных грузов, *пассажирские*, служащие для перевозки людей, и *специальные* — для транспортирования различных вспомогательных грузов. Основными элементами вагонетки являются кузов 1, рама 2, скаты 3, буфера 4, сцепки 5, подвагонный упор 6 (рис. 3.14, а). Грузовые вагонетки по конструкции кузова и способу разгрузки различают следующих типов:

- тип ВГ — с глухим жестко закрепленным кузовом (см. рис. 3.14, а, б, в); разгрузку таких вагонеток осуществляют в специальных устройствах, называемых опрокидывателями, вагонетки этого типа получили наибольшее распространение, так как отличаются высокой прочностью и надежностью в работе;

- тип ВБ — с кузовом, шарнирно закрепленным на раме, и поднимающимся откидным бортом (см. рис. 3.14, г); разгрузку вагонетки производят при наклоне кузова и подъеме борта;

- тип ВО — с глухим опрокидным кузовом (см. рис. 3.14, д); разгрузку выполняют при опрокидывании кузова;

- тип ВД — с кузовом, снабженным откидным днищем, через которое разгружают вагонетку.

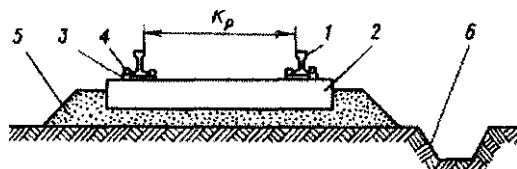


Рис. 3.13. Элементы рельсового пути:

1 — рельс; 2 — шпала; 3 — подкладка; 4 — костыль;

5 — балластный слой; 6 — водоотводная канавка

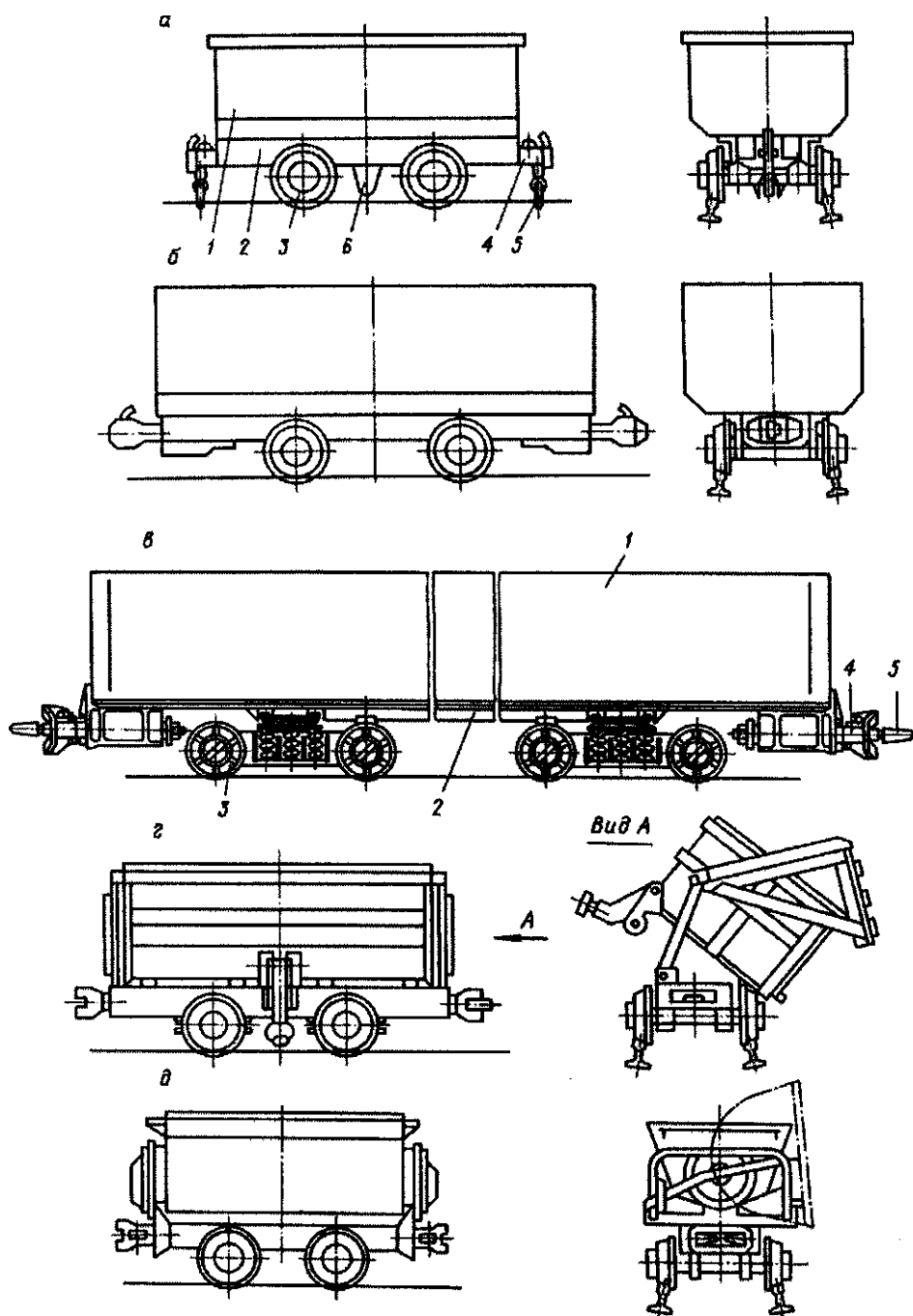


Рис. 3.14. Рудничные вагонетки

Таблица 3.11

Техническая характеристика вагонеток типа ВГ

Вместимость кузова, м ³	Грузоподъемность, т	Размеры, м				Ширина колеи, мм	Диаметр колеса, мм	Масса, т
		ширина	длина	высота	база			
0,7	1,8	0,85	1,25	1,22	0,5	600	300	0,49
1,2	3,0	1,0	1,85	1,3	0,6	600;750	350	0,78
1,3	23	0,88	2,0	1,3	0,55	600	300	0,61
2,2	5,5	1,2	2,95	1,3	1,0	600;750	400	1,518
2,5	4,5	1,24	2,975	1,3	0,8	900	350	1,153
4,0	7,0	1,32	3,85	1,6	1,3	900	350	3,86
4,5	11,0	1,35	3,95	1,55	1,25	750;900	400	3,85
5,0	22,5	1,35	7,85	1,55	4,0	750;900	400	9,0
10,0	25,0	1,8	7,3	1,6	4,0	750;900	400	9,35

Техническая характеристика некоторых вагонеток типа ВГ приведена в табл. 3.11.

Рудничные или **шахтные локомотивы** разделяют на электровозы, работающие на постоянном или переменном токе, дизелевозы — локомотивы с дизельными двигателями, гировозы, т. е. инерционные локомотивы, и локомотивы, источником энергии которых является сжатый воздух. Наибольшее распространение получили **электровозы**. Шахтные или рудничные электровозы бывают контактные с питанием двигателя локомотива от внешнего контактного провода, расположенного в горной выработке, и аккумуляторные с автономным источником питания в виде аккумуляторных батарей, установленных на локомотиве. В шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли, применяют только аккумуляторные электровозы за исключением отдельных случаев использования контактных электровозов с двумя токоприемниками для уменьшения искрообразования в выработках, проветриваемых свежей струей воздуха. В шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли, в основном применяют контактные электровозы, являющиеся более простыми и удобными в эксплуатации, имеющие большую мощность, скорость движения и меньший расход энергии.

Контактные и **аккумуляторные электровозы** (рис. 3.15, 3.16) состоят из механического оборудования, в состав которого входят рама, ходовая часть, подвеска рамы, тормозная система, песочная система, и электрического оборудования, включающего в себя тяговые двигатели, пускорегулирующую аппаратуру, источники питания. По сцепному весу электровозы различают легкие — до 50 кН, средние — 50—140 кН, тяжелые — >140 кН. Выпускаются контактные электровозы 7КРIV, К10, К14, КН10 и аккумуляторные электровозы АК-2У, АРВ7, АРП7, АРП10, АРП14; числа показывают сцепной вес электровоза (тс или кН), буква К означает контактный, А — аккумуляторный, буквы АРВ — аккумуляторный рудничный взрывобезопасный, АРП — аккумуляторный рудничный повышенной защищенности.

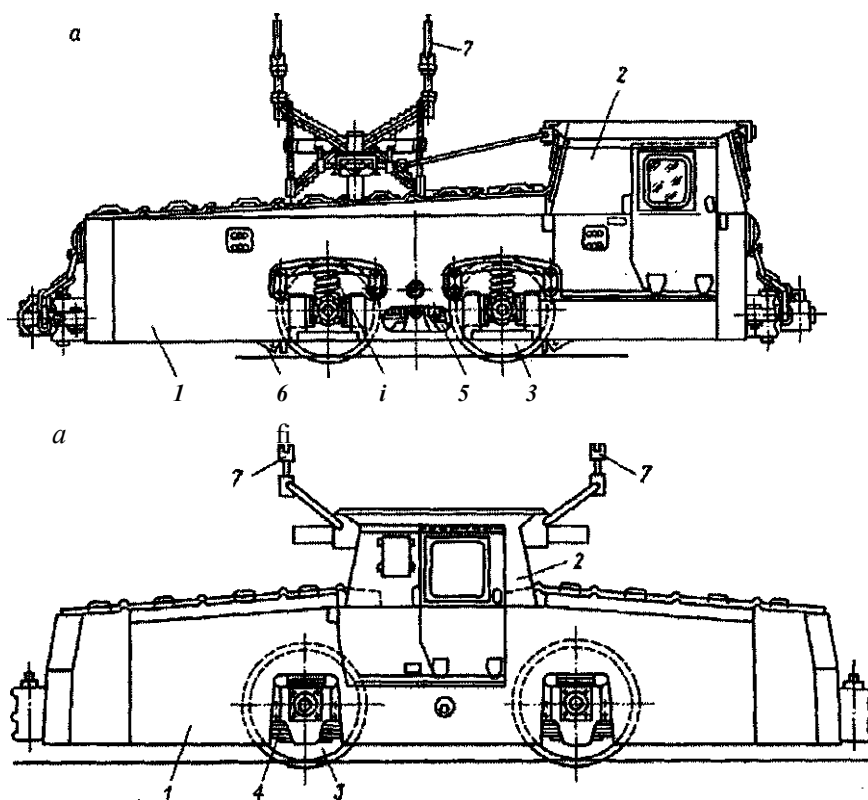


Рис. 3.15. Контактные рудничные электровозы с различным расположением кабины: 1 — рама; 2 — кабина; 3 — колесная пара; 4 — рессорная подвеска; 5 — тормозная система; 6 — песочная система; 7 — токосъемники

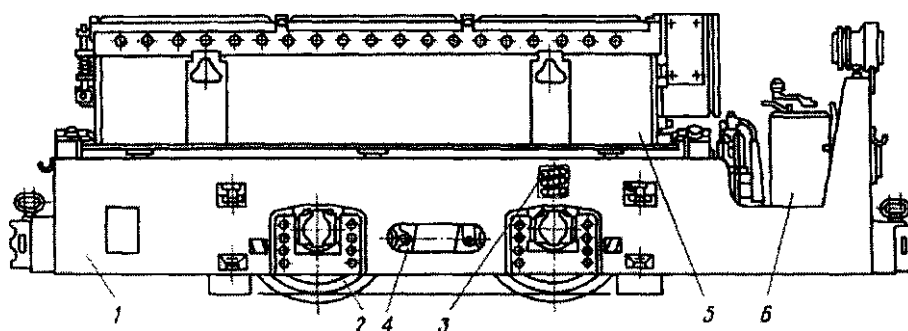


Рис. 3.16. Аккумуляторный рудничный электровоз: 1 — рама; 2 — колесная пара; 3 — рессорная подвеска; 4 — тормозная система; 5 — аккумуляторная батарея; 6 — контроллер

Для перемещения тяжеловесных составов без увеличения площади поперечного сечения выработок используют спаренные электровозы, которые образуют единый агрегат, управляемый одним машинистом. В табл. 3.12 показана ориентировочная рекомендуемая область применения электровозов в шахтах.

Таблица 3.12

Производительность шахты, млн т/год	Ширина колеи, мм	Сцепной вес электровоза, кН
<0,2	600	70
0,2 — 0,5	600 и 750	70 и 100
0,5 — 1,0	750	100
1,0 — 3,0	750	140
>3,0	750, 900	280

3.2.4. Перемещение горной массы конвейерным транспортом

Для перемещения горной массы применяют скребковые, пластинчатые и ленточные конвейеры.

Скребковые и пластинчатые конвейеры представляют собой доставочные машины непрерывного действия, применяющиеся для перемещения горной массы — угля и руды — вдоль очистного забоя или по горным выработкам, на которые производят выпуск разрушенных пород из расположенных над ними выемочных камер, до места погрузки в транспортные средства. Скребковые и пластинчатые конвейеры являются также конструктивными функциональными составными частями некоторых погрузочно-транспортных установок: погрузочных машин, самоходных вагонов, механизированных бункеров и т. п.

Конвейеры состоят (рис. 3.17) из тягового органа 1, представляющего собой одну или несколько цепей, грузонесущих скребков 2 (скребковые конвейеры) или грузонесущих пластин в виде полотна (пластинчатые конвейеры), закрепленных на тяговых цепях, из рештачного става 3, состоящего из отдельных длиной по 1—2,5 м соединенных между собой рештаков, из приводной станции 4 и концевой головки 5. Рештак представляет собой штампованный или сварной желоб, состоящий из двух профильных боковин и днища, отделяющего верхнюю грузовую от нижней порожняковой ветви тяговой цепи. В угольной и горно-рудной отраслях промышленности применяют конвейеры следующих типов: С — с одной тяговой цепью, переносные, разборные; СР — двухцепные, переносные, разборные; СП — передвижные без разборки с двумя или тремя тяговыми цепями; СК — переносные, разборные, одноцепные с консольно расположенными скребками относительно цепи. Основные технические параметры некоторых скребковых конвейеров приведены в табл. 3.13.

Таблица 3.13

Техническая характеристика скребковых конвейеров

Показатели	СР72	СПЦ261	СПЦ271
Производительность, т/ч	600	500	700
Скорость движения цепи, м/с	0,95	1,0	1,0
Длина в поставке, м	200	200	250
Мощность привода, кВт	55x4	110x2	200x2
Высота погрузки, мм	200	260	260

Рис. 3.17. Скребковый конвейер:

a — общий вид конвейера сверху; *б, в, г* — виды конструкций скребков и рештаков

К прогнозируемым для применения в комплексно-механизированных очистных забоях шахт Российской Федерации относятся *скребковые конвейеры* типа СПЦ391, СПЦ3100, СПЦ3125 с технической производительностью до 1200 т/ч и более.

Ленточные конвейеры используют, главным образом, для транспортирования горной массы по магистральным горным выработкам и подъема ее на земную поверхность по наклонным шахтным стволам. Этот способ перемещения горной массы является одним из основных звеньев поточной технологии, обеспечивающей непрерывность процессов выемки горных пород, их доставки, погрузки, транспортирования по магистральным выработкам и подъема на земную поверхность. Ленточные конвейеры предназначены для транспортирования горной массы с размером отдельных кусков не более 300—350 мм.

Ленточный конвейер транспортирует горную массу на конвейерной ленте, выполняющей функции тягового и несущего органа. Замкнутая бесконечная лента 1 огибает головной приводной 2 и хвостовой натяжной 3 барабаны (рис. 3.18). Лента поддерживается по длине конвейера стационарными роликовыми опорами 4 и 5, расстояние между которыми для верхней грузовой ветви в 2—2,5 раза меньше, чем для нижней порожней ветви. Выпускают также ленточные конвейеры с подвесной лентой. Подача горной массы на конвейер обычно осуществляется в хвостовой части через загрузочную воронку 6, а разгрузка происходит при сходе ленты с головного барабана; возможна разгрузка ленты в промежуточных пунктах с помощью специальных сбрасывателей и

разгрузочных тележек. Лента конвейера приводится в движение за счет сил трения, возникающих между лентой и приводным барабаном. Лента является важным элементом конвейера, ее стоимость составляет до 50 % и более стоимости всего конвейера. Различают *резиноканевые* и *резинопровосые* ленты. Резиноканевые конвейерные ленты состоят из одной—шести синтетических тканевых прокладок с промежуточным резиновым наполнителем, а в резинопровосых, вместо тканевых прокладок применяют стальные тросы (рис. 3.19). Ширина выпускаемых промышленностью конвейерных лент составляет от 300 до 1600 мм, прочность на разрыв — от 1500 до 3150 Н/мм.

Ленточные конвейеры могут транспортировать горную массу по выработкам, имеющим угол наклона вверх в основном до 18° , вниз до 16° . Для транспортирования угля по наклонным шахтным стволам предназначены одно- и двухбарабанные ленточные конвейеры производительностью 5000—6000 т/ч при мощности электропривода 6000 кВт; для транспортирования по капитальным горизонтальным и пологим выработкам — конвейеры производительностью 2000—6000 т/ч с мощностью двух- трехбарабанных приводов до 3000 кВт.

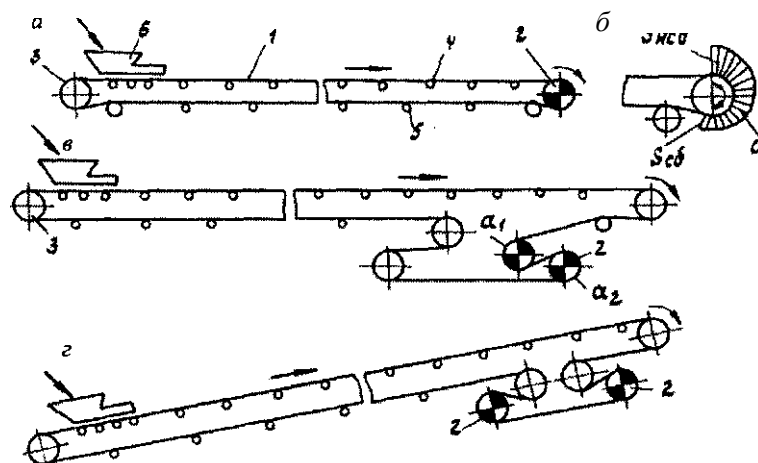


Рис. 3.18. Схемы ленточных конвейеров и их приводов:

а, в, з — типы приводов; б — эпюра натяжения ленты на приводном барабане; 1 — лента; 2 и 3 — головные приводные и хвостовой натяжной барабаны; 4 и 5 — роликовые опоры; 6 — загрузочная воронка; $S_{нсб}$ и $S_{сб}$ — натяжения набегающей на приводной барабан и сбегающей с него ленты; а — угол обхвата барабана привода лентой

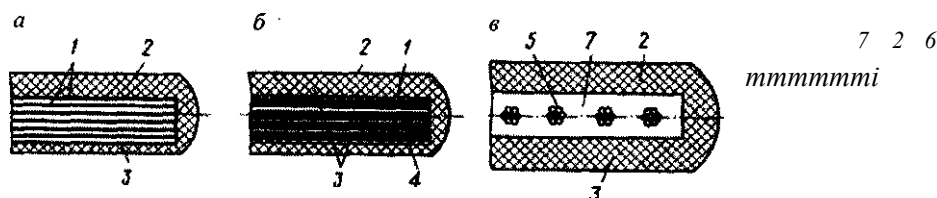


Рис. 3.19. Конструкции конвейерных лент:

а, б — резиноканевые; в, з — резинопровосые; 1 — прокладки; 2 — верхняя рабочая обкладка; 3 — нижняя обкладка; 4 — ткань; 5 — трос; 6 — предохранительная прокладка; 7 — резиновый наполнитель

Таблица 3.14

**Техническая характеристика ленточных конвейеров
для транспортирования калийных солей и горной массы
(Артемовский машиностроительный завод, Россия)**

Показатели	КЛК-1-100	КЛК-2-100	КЛ600	КТМ-А	КЛШ-500	КЛК-500К	КЛ-140-250	2КЛТ-1000
Производительность, т/ч	700	800	660	215	500	500	1000	680
Дальность транспортирования, м	450	700	600	600	200	300	250	1000
Скорость движения ленты, м/с	2,5	2,5	2,6	1,25	2,26	2,26	1,6	2,0
Ширина ленты, мм	1000	1000	1000	650	1000	1000	1400	1000
Угол наклона конвейера, градус	-14—+18	-3—+18	0—+16	-3—+6	0—+16	0—+16	0—+10	±10
Мощность электропривода, кВт	90	180	150	45	75	75	200	220
Вид става	К	К	К	Ж	К	К	Ж	Ж
Масса, т	55	80,5	69,1	46	20,9	18,6	60	85,5

Примечание. Вид става: К — канатный; Ж — жесткий.

Ленточные конвейеры для шахт и рудников (Новоукраинский механический завод, Украина) имеют следующие показатели.

Ширина конвейерной ленты, мм.....800; 1000;1200;1400
Скорость движения ленты, м/с.....1—2,5
Производительность, т/ч.....1500
Угол наклона трассы конвейера, градус.....0—15
Горизонтальная длина конвейера, м.....До 300

Техническая характеристика некоторых типов стационарных ленточных конвейеров приведена в табл. 3.14.

Для перегрузки горной массы, поступающей с погрузочных устройств проходческих комбайнов и погрузочных машин, в вагонетки, на магистральные конвейеры и другие транспортные средства применяют *перегрузатели*, представляющие собой ленточные конвейеры, состоящие из шарнирно связанных между собой секций.

Технические параметры перегружателей

Производительность, т/мин.....1,2—2,5
Скорость движения ленты, м/с.....1,5—2,5
Ширина ленты, мм.....500—650
Длина перегружателя, м:
 максимальная.....3,2—35,2
 минимальная.....1,2—22
Мощность электродвигателей, кВт.....8—15
Масса, кг.....470—7800

3.2.5. Перемещение горной массы трубопроводным транспортом

Трубопроводный транспорт, предназначенный для перемещения горных пород, различных материалов и смесей по трубам под действием воздуха, называют пневматическим, а под действием воды — гидравлическим. Трубопроводный транспорт обычно применяют для перемещения размытых водой угля и мягких горных пород при гидравлической добыче, для доставки в выработанное пространство закладочных материалов, заполняющих выработанное пространство и удерживающих вмещающие породы от обрушения, и других целей.

Различают самотечные, самотечно-напорные и напорные схемы транспортирования горной массы. При самотечном транспортировании горная масса или закладочные материалы перемещаются по вертикальным или наклонным трубопроводам, иногда по желобам или специально оборудованным канавам; перемещение горной массы по наклонным магистралям имеет место при выемке полезных ископаемых гидромониторами. При самотечно-напорном транспортировании горных пород и материалов расстояние их доставки увеличивается за счет энергии сжатого воздуха, подаваемого в горизонтальную часть трубопровода через пневмоэжекторы, которые соединены с воздушной магистралью. При напорном транспортировании горная масса смешивается с воздухом или водой и перемещается под их напором по трубопроводам (рис. 3.20).

При напорном **пневматическом транспортировании** сухой закладки (закладочным материалом может быть лишь неабразивная дробленая порода с кусками крупностью 5—80 мм) дальность ее перемещения составляет 20—80 м, производительность — 30—60 м³/ч, расход сжатого воздуха — около 150 м³ на 1 м³ закладочного материала.

При подземной разработке месторождений угля применяют **гидравлический транспорт** для перемещения полезного ископаемого от очистного забоя по выработкам шахты, а также для подъема его на земную поверхность и передачи потребителю. Схема гидротранспорта при этом может быть комбинированной: самотечной от очистного забоя до участковой станции напорного гидротранспорта и далее напорной до узла приемки гидросмеси (рис. 3.21). Участковые станции напорного гидротранспорта состоят из приемных пульпосборников, пунктов приготовления гидросмеси и **углесосов**. Гидросмесь от участковых напорных станций транспортируют по бесшовным стальным трубам диаметром 219—426 мм, соединенным в плети. Технические параметры некоторых типов углесосов приведены в табл. 3.15.

Таблица 3.15

Углесосы

Показатели	10У4	10У12	14У7	16УВ1х2
Производительность, м ³ /ч	350	900	1400	2000
Рабочее давление, МПа	0,3	0,6	1,75	4,5
Высота всасывания, м	3	4	3	Подпор
Размер кусков породы (максимальный), мм	90	100	130	100
Мощность двигателя, кВт	320	320	1200	4500
Масса, т	4,11	3,25	10,62	29

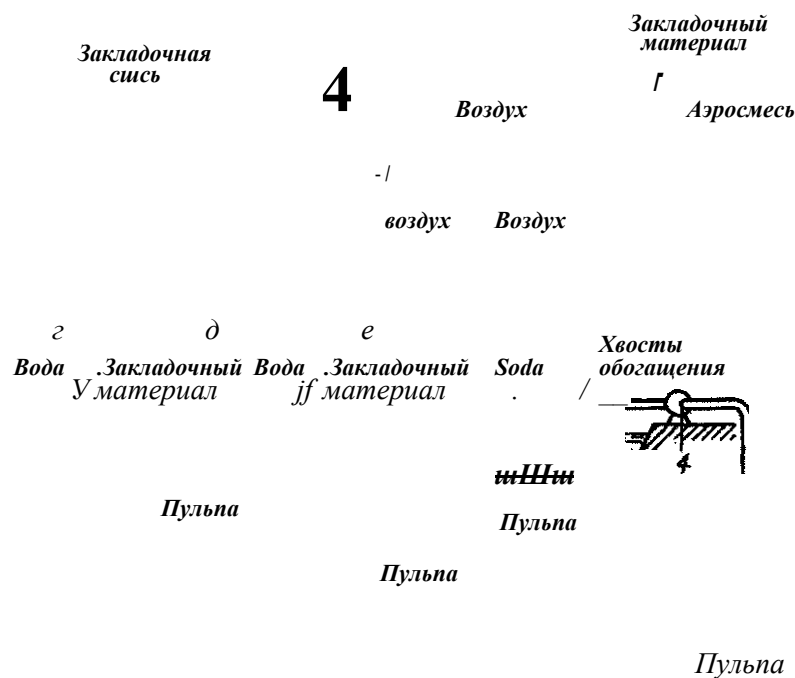


Рис. 3.20. Схемы трубопроводного транспорта:

а, г, д — самотечного; б — самотечно-напорного; в, е — напорного; 1 — вертикальная часть, трубопроводной магистрали; 2 — дозатор; 3 — наклонная часть трубопровода; 4 — насос; 5 — трубопроводные магистрали для сжатого воздуха

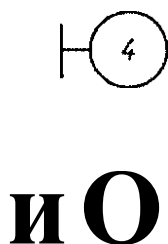


Рис. 3.21. Блок-схемы напорного гидротранспорта:

а — с приготовлением гидросмеси; б — без приготовления гидросмеси (по своим свойствам смесь уже пригодна для транспортирования); 1 — направление движения гидросмеси при самотечном гидротранспорте; 2 — узел приготовления гидросмеси (дробление, грохочение и т. п.); 3 — зумпф (бункер); 4 — станция напорного гидротранспорта; 5 — напорный трубопровод; б — узел приемки гидросмеси

3.2.6. Перемещение горной массы подъемными установками

Подъемные установки предназначены для перемещения горной массы на земную поверхность по вертикальным или наклонным шахтным стволам. Подъемные установки состоят из надшахтных сооружений, называемых копрами, подъемных машин, подъемных сосудов, канатов, систем управления, сигнализации и связи.

Подъемная машина состоит из лебедки с электрическим приводом, рабочей и аварийной тормозных систем, контрольно-измерительной аппаратуры и системы сигнализации. Различают подъемные машины с одним или двумя цилиндрическими и коническими или бицилиндроконическими барабанами и шкивами трения. На шахтах глубиной до 300—350 м применяют подъемные машины с барабанами диаметром не более 3 м, при глубинах 400—700 м шахтный подъем оснащают обычно машинами с двумя цилиндрическими барабанами, при глубинах 800—900 м и более на шахтном подъеме используют машины с бицилиндроконическими барабанами, обеспечивающими снижение неуравновешенных нагрузок.

В качестве подъемных сосудов в шахтных стволах применяют клетки и скипы (рис. 3.22). *Клеть* представляет собой подъемный сосуд в виде платформы, укрепленной на каркасной раме с крышей и дверцами. В клетях спускают и поднимают людей, вагонетки с горной породой и другие грузы. Груженные вагонетки закатывают в клеть в околоствольном дворе шахты, поднимают на поверхность, выкатывают из клетки, разгружают и снова закатывают в клеть для спуска в шахту. Клетки могут быть одно- и многотажными. Каждая клеть оснащается специальным устройством, которое называют *парашютом*, автоматически останавливающим клеть путем захвата проводников, по которым она перемещается, при обрыве каната.

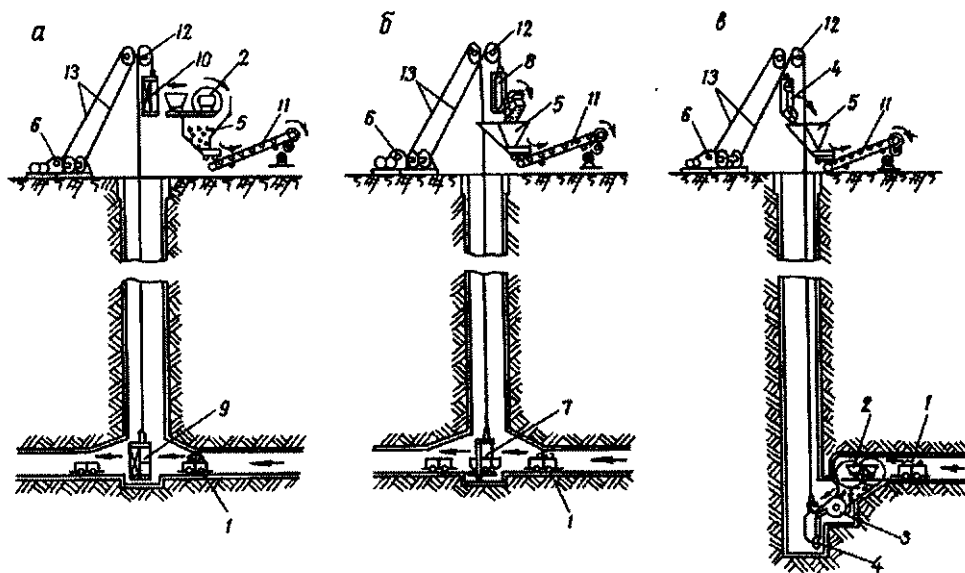


Рис. 3.22. Подъем полезного ископаемого и породы на земную поверхность по вертикальным шахтным стволам:

а — с простыми клетями; *б* — с опрокидными клетями; *в* — скиповой; 1 — груженная вагонетка; 2 — круговой опрокидыватель; 3 — дозатор; 4 — скип; 5 — бункер с питателем; 6 — подъемная машина; 7 — опрокидная клеть в положении загрузки; 8 — опрокидная клеть в положении разгрузки; 9 — простая клеть в положении загрузки; 10 — простая клеть в положении разгрузки; 11 — ленточный конвейер; 12 — шкив; 13 — подъемные канаты

Скип — подъемный сосуд, предназначенный для транспортирования по шахтному стволу горной породы и представляющий собой металлический ящик, шарнирно закрепленный на подвесной раме. Скипы бывают неопрокидными, т. е. с разгрузкой на земной поверхности через откидное дно, и опрокидными, которые в разгрузочном устройстве поворачиваются вокруг шарнира на угол, необходимый для высыпания из них породы. Скипы вмещают от 12—15 т и более породы.

Канаты — ответственная часть подъемной машины, обеспечивающая безопасность ее работы. Канаты состоят из проволочных прядей, свитых вокруг пенькового сердечника, диаметр проволок, которую изготавливают из высококачественной стали, составляет 1,2—3 мм, диаметр канатов достигает 50—70 мм.

Обычно подъемная машина работает с двумя подъемными сосудами: в то время как один из них поднимается по стволу, другой опускается вниз. При одном подъемном сосуде для уравнивания системы применяют противовесы.

В зависимости от типа и количества подъемных сосудов различают шахтные стволы клетевые, скиповые и скипоклетевые.

3.3. Перемещение горной массы на открытых горных работах

3.3.1. Перемещение горной массы выемочно-погрузочными машинами и комплексами

Горная масса может состоять из полезного ископаемого, добытого в результате очистной выемки, и из пустых горных пород, получаемых в результате вскрышных работ.

Полезные ископаемые и залегающие над ними пустые породы отличаются своими свойствами обычно весьма резко, поэтому на одном и том же карьере могут применять различные выемочно-погрузочные и транспортные технические средства.

Трудоемкость процесса перемещения — транспортирования горной массы — с учетом вспомогательных операций составляет 45—50 %, а в отдельных случаях 65—75 % общих затрат труда на добычу полезных ископаемых.

Масштаб горных работ на карьере определяется его грузооборотом, представляющим собой количество грузов (м^3 или т), перемещаемых в единицу времени (в час или в смену). Грузооборот (или часть его), имеющий устойчивое во времени направление перемещения, называется *грузопотоком*. Схемы выемочно-погрузочных машин, применяющихся для открытой разработки месторождений полезных ископаемых, изображены на рис. 3.23.

Различают выемочно-погрузочные машины циклического и непрерывного действия. К машинам циклического действия относятся одноковшовые экскаваторы, скреперы, погрузчики, грейдеры. К машинам непрерывного действия — многочерпаковые цепные или роторные экскаваторы, шнекобуровые машины, гидромониторы. Выемочно-погрузочные машины различают с жесткой и гибкой подвеской рабочего органа, каждая из которых обладает своими существенными отличительными признаками. При жесткой подвеске рабочим органом машины могут быть созданы усилия, достаточные для разрушения крепких горных пород. При гибкой подвеске есть возможность удлинять стрелу рабочего органа машины и перемещать разрушенную породу на более значительные расстояния — до 100 м и более.

В большинстве случаев выемочно-погрузочные машины снабжены электрическим приводом, исполнительные органы машин могут иметь индивидуальный гидравлический привод, широко применяют также выемочно-доставочные машины с дизельным приводом. В зависимости от назначения выемочно-погрузочных машин и условий их эксплуатации ходовая часть машин может быть рельсовой, пневмоколесной, гусеничной и шагающей.

Практически все выемочно-погрузочные горные машины выполняют технологические операции по отделению горных пород от массива и перемещению разрушенных пород для погрузки в транспортные средства или для укладки в отвалы, на склады. Комплекс технологических операций может осуществляться одним и тем же исполнительным органом, например, ковшом экскаватора, скрепера, погрузчика или с помощью специального оборудования, входящего в конструкцию горной машины, например, конвейеров различных типов, шнеков и др.

Условия применения различных машин определяются их производительностью и свойствами разрушаемых горных пород.

Экскаваторы разрушают горные породы при внедрении в них ковша под действием подъемных и напорных усилий, передаваемых на него с помощью подъемных канатов или гидропривода. Рабочий цикл экскаватора циклического действия состоит из отделения породы от массива или черпания предварительно разрушенной породы, ее перемещения к месту разгрузки, разгрузки и поворота к месту очередного черпания. Многоковшовые экскаваторы эти операции осуществляют одновременно.

К *одноковшовым экскаваторам* с жесткой связью исполнительного органа относят прямую мехлопату, обратную мехлопату, к экскаваторам с гибкой связью — драглайн и грейфер.

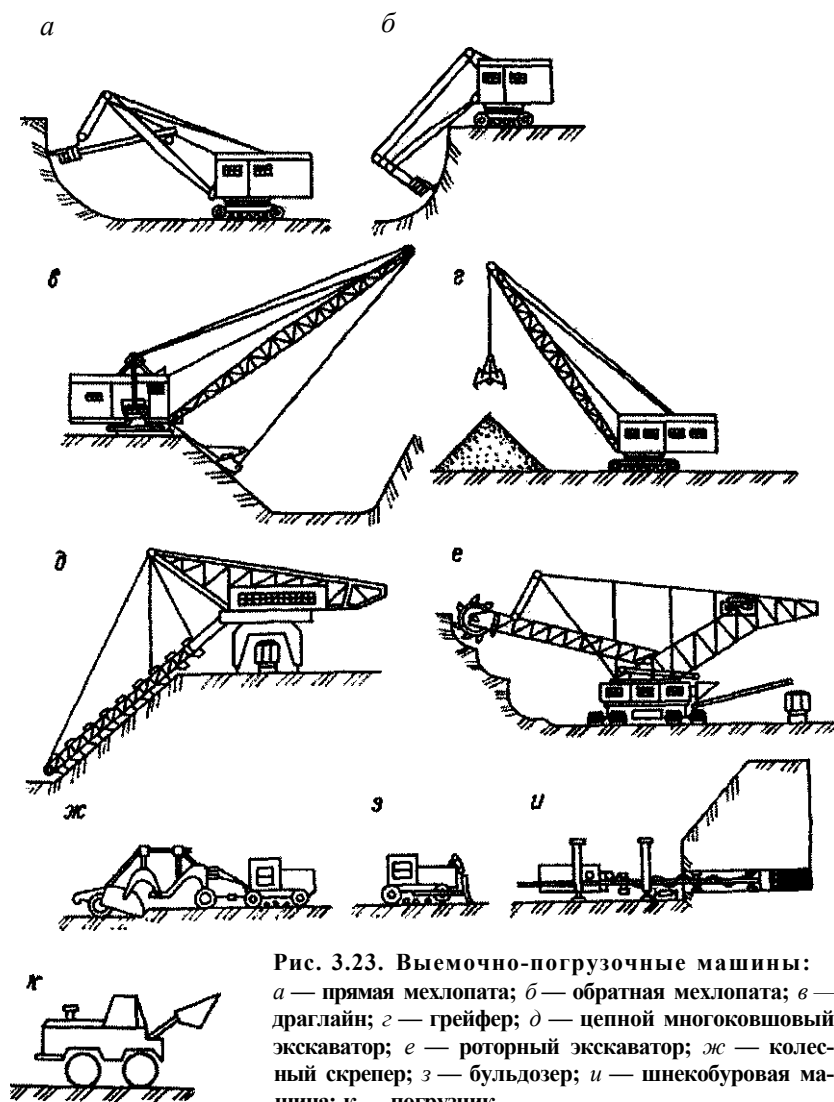


Рис. 3.23. Выемочно-погрузочные машины:
а — прямая мехлопата; *б* — обратная мехлопата; *в* — драглайн; *г* — грейфер; *д* — цепной многоковшовый экскаватор; *е* — роторный экскаватор; *ж* — колесный скрепер; *з* — бульдозер; *и* — шнекобуровая машина; *к* — погрузчик

Прямые мехлопаты развивают сравнительно большие усилия черпания, составляющие до 3500 Н/см, и применяются для выемки и погрузки ких и разрыхленных полускальных и скальных горных пород. Эти экскаваторы (ЭКГ) производят различных типоразмеров с ковшами вместимостью сновном 2,5—25 м³; вместимость ковша вскрышных экскаваторов этого а (ЭВГ) составляет до 35 м³.

Драглайны развивают меньшие усилия резания и черпания по сравнению с лопатами и применяются для выемки и перевалки мягких, разрыхленных локальных и хорошо разрыхленных скальных пород; эти машины перемещают эушенные горные породы на большие расстояния, чем мехлопаты. Основные I драглайнов (ЭШ) выпускают с ковшом вместимостью 4—100 м³.

Рабочими параметрами мехлопат и драглайнов являются радиус черпания — высота или глубина черпания H_c соответственно для мехлопат и драглайнов, радиус разгрузки R_p и высота разгрузки H_p (рис. 3.24 и 3.25). Технические характеристики некоторых мехлопат и драглайнов приведены в табл. 3.16, 3.17, 3.18.

При черпании экскаваторами мягких горных пород высота разрабатываемого слоя массива, высота уступа для предотвращения обрушения нависающих пород не должны превышать максимальной высоты черпания.

Многоковшовые экскаваторы разделяют на следующие виды:

- цепные, рабочим органом которых являются ковши, укрепленные на бесконечной цепи;
- скребково-ковшовые со скребковым рабочим органом и ковшовой цепью для черпания горной массы и перемещения ее к месту разгрузки;
- фрезерно-ковшовые с фрезерным рабочим органом и ковшовой цепью;
- роторные, у которых рабочим органом является роторное колесо с ковшами для резания и одновременно черпания горных пород.

Цепные многоковшовые экскаваторы применяют для выемки рыхлых горных пород, таких как гидрохимическое сырье, бурый уголь, глины и глинистые породы. Различают цепные экскаваторы с одной ковшовой цепью для верхнего или нижнего черпания, а также для последовательного верхнего и нижнего черпания; производительность экскаваторов этого типа может изменяться от 1000 до 7800 м³/ч. У *роторных экскаваторов* рабочим органом является роторное колесо с ковшами, установленное на конце роторной стрелы; при вращении роторного колеса ковши, срезая стружку породы, заполняются и разгружаются на конвейер, расположенный на стреле экскаватора сбоку от роторного колеса. Разрушенная порода далее поступает на разгрузочный конвейер и в транспортные средства.

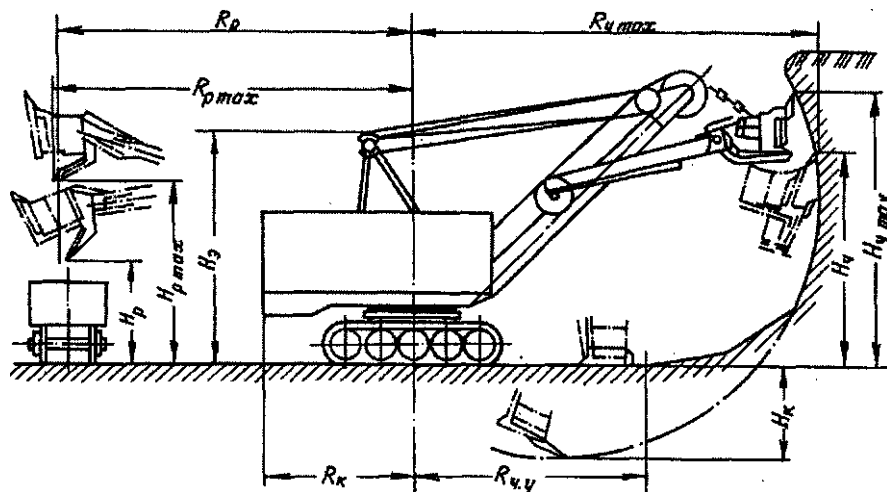


Рис. 3.24. Рабочие параметры мехлопаты:

$R_{p \max}$ и $H_{p \max}$ — максимальные радиус и высота разгрузки; $R_{c \max}$ и $H_{c \max}$ — максимальные радиус и высота черпания; $R_{c.u}$ — радиус черпания на уровне стояния; H_k — глубина копания; R_k — радиус вращения кузова; H_e — высота экскаватора; H_c — высота черпания; R_p и H_p — радиус и высота разгрузки

Рис. 3.25. Рабочие параметры драглайна:

$R_{чз}$ — радиус черпания максимальный; остальные параметры см. рис. 3.24

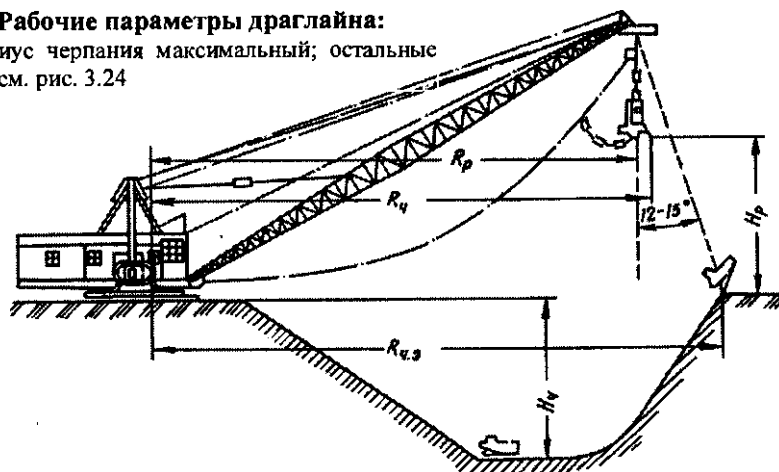


Таблица 3.16

Техническая характеристика карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-3,2	ЭКГ-5	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20	ЭВГ-35/65М
Вместимость ковша, м ³	2,5;3,2	4,5;6,3	6,3;8	10;12,5;16	20	35
Максимальный радиус, м:						
черпания	13,5	15,5	18,2	22,5	24	65
разгрузки	12	13,6	16,3	19,9	21	62
Максимальная высота, м:						
разгрузки	6,1	7,5	9,1	10	11,6	45
черпания, м	9,8	11	12,5	15,6	18	40
Преодолеваемый подъем, градус	12	12	12	12	12	5
Масса экскаватора, т	140	250	370	635	1060	3790
Установленная мощность двигателя, кВт	250	320	520	1250	1358	5500
Продолжительность цикла при угле поворота 90°, с	23,3	25	28	32	32	56

Продолжение табл. 3.16

Техническая характеристика карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-5А	ЭКГ-5В	ЭКГ-5Д	ЭКГ-4УС	ЭКГ-12	ЭКГ-12В	ЭКГ-20А
Вместимость ковша, м ³	5,2 3,2—7	5	5,2 3,2—7	4 3,2—4,6	12 10—14	12 10—16	20 16—25
Максимальный радиус, м:							
черпания	14,5	14,5	14,5	15,5	21	20,5	23,4
разгрузки	12,65	12,65	12,65	13,7	18,5	18	20,9
Максимальная высота, м:							
черпания	10,3	10,3	10,3	12,9	15	15	17
разгрузки	6,7	6,7	6,7	9	10	10	11,5
Радиус черпания на уровне стояния, м	9,04	9,04	9,04	10,5	14,3	13,8	15,2

Окончание табл. 3.16

Показатели	ЭКГ-5А	ЭКГ-5В	ЭКГ-5Д	ЭКГ-4УС	ЭКГ-12	ЭКГ-12В	ЭКГ-20А
Напряжение питающей сети, кВ	3,3;6; 6,6	3,3;6; 6,6	Дизель- электрич еский привод	3,3;6; 6,6	6	6	6,6
Мощность: двигателя, кВт	250	250	2х500 л.с	250	1250	1250	2250
трансформатора, кВ А		400					
Продолжительность цикла, с	23	23	23	29	26	28	28
Масса, т	196	207	197	211	638	670	1050
<i>Примечание.</i> Ковш ЭКГ-12В снабжен четырьмя пневмомолотами с энергией удара по ЗкДж, частота ударов каждого 6 Гц.							

Таблица 3.17

Техническая характеристика гидравлических экскаваторов

Показатели	ЭГ-150	ЭГ-350	ЭГО-150	ЭГО-350
Вместимость ковша, м ³ :				
стандартная	8	15	6,3	11
при наличии тяжелых пород	5	12	4	8
Радиус черпания, м	13	16	15,7	21,8
Глубина черпания, м	–	–	9	12
Высота, м:				
черпания	13,5	16	14,4	16,7
разгрузки	9,8	13	10,8	12,5
Высота уступа при угле откоса 70°	10,5	14,6	–	–
Скорость передвижения, км/ч	1,7	1,7	1,7	1,7
Давление на грунт при передвижении, МПа	0,16	0,167	0,17	0,167
Мощность привода, кВт	500	910	Дизель	910
Напряжение питающей сети, кВ	6	6	–	6
Преодолеваемый уклон, градус	12	12	12	12
Продолжительность цикла, с	24	26	22	24
Масса экскаватора, т	150	350	150	350

Таблица 3.18

Техническая характеристика шагающих экскаваторов

Показатели	ЭШ-4/45	ЭШ-8/60	ЭШ-15/90	ЭШ-25/100	ЭШ-80/100	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100
Вместимость ковша, м ³	4	8	15	25;30	80; 100	11	20	15
Максимальный радиус, м:								
черпания	46	57	81	95	97	71,4	83	91,5
разгрузки	46	57	81	95	97	71,4	83	91,5
Максимальная высота разгрузки, м	19,5	21	42	46	43	30,2	38,5	45
Максимальная глубина черпания, м	26	35	41	47	47	38	42,5	42,5
Установленная мощность двигателей, кВт	425	1150	2350	2х2350	4х3600	1250	2500	2500
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	45	54	60	65	65	54	60	60
Напряжение питающей сети, кВ						6	6	6
Масса экскаватора, т	210	540	1400	2500	10 300	840	1740	1725

Техническая характеристика шагающих экскаваторов

Показатели	ЭШ 25.90	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125
Вместимость ковша, м ³	25	20	15	40	30	25	65	40	100
Максимальный радиус, м:									
черпания	83,5	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118
разгрузки	83,5	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118
Максимальная высота разгрузки, м	39	45	52	40	46,2	52,4	38,5	56	56
Максимальная глубина черпания, м	42,5	46	50	47	53	57	46	60	52
Мощность сетевого двигателя, кВт	2500; 2250	2500; 2250	2500; 2250	2х х2250	2х х2250	2х х2250	4х х2250	4х х2250	4х х3600
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	60	62	64	60	64	66	60	62	60
Напряжение питающей сети, кВ	6; 10	6; 10	6; 10	10	10	10	10	10	10
Масса экскаватора, т	1900	1900	1900	3320	3320	3320	5460	5460	10 000

Усилия резания у роторного экскаватора в 1,5—2 раза выше, чем у цепного. На роторе устанавливают от 6 до 12 ковшей, которые снабжены зубьями, армированными твердым сплавом. По усилию резания или черпания, приходящегося на 1 см режущей кромки ковша, различают экскаваторы с нормальным усилием черпания, равным 600 Н/см и с повышенным усилием, составляющим 1200 Н/см; последние применяют для разработки каменного угля, полускальных и мерзлых горных пород.

Различают роторные экскаваторы малой производительности — < 630 м³/ч, средней — 630—2500 м³/ч и большой — 2500—12 500 м³/ч; различают также роторные экскаваторы верхнего (#_ч < 50 м) и нижнего (#_ч < 10 м) черпания.

На карьерах используют роторные экскаваторы ЭРГ, ЭР, ЭРШР с диаметром роторного колеса от 6 до 18 м, с ковшами вместимостью от 0,4 до 3,5 м³; массой от 500 до 5700 т и установленной мощностью электродвигателей от 580 до 9400 кВт и более (табл. 3.19).

Выемку горных пород многоковшовыми экскаваторами осуществляют вертикальными или горизонтальными слоями-стружками. Толщина срезаемой стружки зависит от мощности экскаватора и свойств горной породы, характеризующихся *показателем экскавируемости*, и колеблется в пределах 0,3—0,8 м.

Бульдозеры, скреперы и одноковшовые погрузчики относят к выемочно-транспортным машинам, которые отделяют часть горной породы от массива или навала, перемещают ее в рабочем органе и укладывают в отвал или грузят в транспортные средства.

Бульдозер представляет собой тракторный агрегат, снабженный навесным оборудованием для разборки породы и перемещения ее на расстояние до 80 м. Рабочий орган бульдозера — отвал с ножом. По мощности тягача бульдозеры принято разделять на сверхмощные — мощность более 250 кВт, мощные — 150—250 кВт, средней мощности — 75—150 кВт и легкие — до 75 кВт. Рабочий цикл бульдозера при разработке горных пород состоит из операций по зарезке горизонтального или наклонного слоя, срезания этого слоя для получения призмы волочения и перемещения ее к месту разгрузки. Производительность бульдозеров зависит от их мощности, свойств разрабатываемых пород и расстояния их перемещения. Например, при резании мягких пород и расстоянии их перемещения 15—20 м сменная производительность бульдозеров мощностью 75—200 кВт составляет 800—1300 м³, уменьшаясь до 200—350 м³ при увеличении расстояния перемещения разрушенных пород до 100 м.

Скреперы предназначены для зачерпывания, перемещения и разгрузки горных пород. Рабочим органом скрепера является ковш, имеющий на передней кромке днища нож, с помощью которого срезается или разрыхляется слой породы; разгрузка породы после ее перемещения производится опрокидыванием ковша. На карьерах применяют колесные скреперы, представляющие собой самоходные или прицепные к тягачу агрегаты, движущиеся со скоростью 40—60 км/ч без груза и со скоростью 20—30 км/ч с грузом.

Таблица 3.19

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	ЭР-3000	ЭР-3500	ЭР-5250
Производительность теоретическая, м ³ /ч	3000	3500	5250
Насыпная плотность транспортируемой массы, кг/м ³	1600	1600	
Высота копания, м	20	23	33
Глубина копания, м	2,0	1,8	2,6
Ширина заходки, м	30	32	59
Длина стрелы ротора, м	24,8	28,7	
Диаметр роторного колеса, м	8,6	10,6	16,5
Число ковшей	16	16	16
Объем ковшей, м ³	0,63	0,7	1,6
Ширина конвейерной ленты, м	1,6	1,6	2,0
Длина разгрузочной консоли, м	29	33	
Скорость передвижения, м/мин	9,0	9,0	1,7
Среднее давление на грунт, МПа	0,12	0,13	0,14
Мощность привода ротора, кВт	800	800	2x500
Установленная мощность двигателей, кВт	2180	2180	
Подводимое напряжение, В	6000	6000	
Масса, т	1140	1280	3760

Колесные скреперы используют в основном для разработки мягких, а также мелкораздробленных скальных пород. При послойном разрушении мягких пород толщина слоя составляет 0,2—0,3 м, а в плотных и хорошо разрушенных породах — 0,1—0,15 м. Производительность мощных колесных скреперов с ковшем вместимостью 15 м³ при расстоянии транспортирования 200 м составляет 1000—1500 м³ в смену, при транспортировании на расстояние 1000 м производительность снижается до 300 м³ в смену.

Одноковшовый погрузчик представляет собой самоходное шасси с короткой стрелой, на конце которой шарнирно закреплен ковш. Черпание горной породы происходит при опущенной стреле под действием усилия ходового механизма или вследствие гидравлического напора при застопоренном ходовом механизме. После заполнения породой ковш приподнимается, и погрузчик отъезжает к месту разгрузки. Погрузчики применяют при открытой разработке месторождений рыхлых горных пород с высотой черпания в основном 1—5 м, иногда до 9 м и более или для погрузки хорошо раздробленных скальных пород. Погрузчики производят с дизельным, дизель-электрическим и дизель-гидравлическим приводами. По мощности привода погрузчики различают малой мощности — до 75 кВт, средней мощности — 75—150 кВт и большой мощности — более 150 кВт.

3.3.2. Перемещение горной массы железнодорожным транспортом

Железнодорожный транспорт наиболее эффективен для перемещения горной массы на карьерах с годовым грузооборотом 25 млн т и более при дальности транспортирования от 3 до 12 км. Этот вид транспорта является высокопроизводительным, надежным в эксплуатации и более дешевым по сравнению с автомобильным и конвейерным транспортом; стоимость 1 т-км перевозок в 4—6 раз меньше. В то же время железнодорожный транспорт требует наибольших радиусов закруглений пути — 100—120 м, значительной протяженности фронта работ — 500—600 м и допускает минимальные подъемы пути — 40—60 ‰

Рельсовые пути на карьерах по своему устройству мало отличаются от рельсовых путей, укладываемых в подземных выработках. Ширина колеи рельсового пути в большинстве случаев равна 1524 мм. Для карьерных путей используют рельсы типов Р43, Р50, Р65, Р75, длина отрезков рельса принята 12,5 и 25 м, шпалы — деревянные, железобетонные и металлические.

Карьерные рельсовые пути различают *временные*, их периодически перемещают на уступах вслед за движением фронта горных работ, и *постоянные*, укладываемые на длительный срок в капитальных траншеях и на земной поверхности. Важной характеристикой рельсового пути является величина его подъема или уклона в продольном направлении, которую принято выражать в промиллях и определять по формуле $i' = 1000 \tan \alpha$, где i' — величина подъема, α — угол подъема пути. Максимальный подъем пути в грузовом направлении называют *руководящим подъемом* i_p , по его величине определяют допустимую

массу поезда. Руководящий подъем для тепловозной тяги составляет 25‰, для электровозной — 40—60‰, для моторовагонной — 80‰.

Вагоны и полувагоны, предназначенные для перемещения насыпных грузов, разделяют на думпкары, гондолы и хопперы.

Думпкары наиболее широко применяют для перевозки вскрышных пород и руд. Вагон может воспринимать значительные динамические нагрузки от падения в него крупных кусков породы массой 3—5 т с высоты 1,5—3 м при загрузке экскаватором; разгрузка вагона производится с помощью пневмоцилиндров, которые наклоняют его кузов под углом 45° с одновременным опусканием или подниманием борта (рис. 3.26). Выпускают думпкары типа ВС — вагон саморазгружающийся грузоподъемностью 60, 85, 105, 145, 170 т и соответственно вместимостью 30, 38, 50, 68, 80 м³. Под *грузоподъемностью* понимается максимальная масса груза, которая может быть погружена в вагон, под *вместимостью* — внутренний объем кузова вагона. При погрузке с верхом объем перевозимой горной массы может на 20—25 % превышать объем кузова вагона.

Гондолы выпускают грузоподъемностью 63, 94 и 125 т, они широко применяются для перевозки полезного ископаемого. Дно гондолы составлено из отдельных щитов, вращающихся на шарнирах у хребтовой балки; опущенные щиты образуют наклонные поверхности, по которым груз высыпается на обе стороны от оси пути.

Хоппер — саморазгружающийся вагон, имеющий кузов, который выполнен в виде бункера с наклонными торцевыми стенками, по ним груз ссыпается к донным разгрузочным люкам; разгрузка производится на стороны или между рельсами. Хопперы применяют для внутрикарьерного транспортирования горной массы, руды, но в основном используют в качестве дозаторов при отсыпке балластного слоя рельсового пути.

Масса породы t в вагоне определяется по формуле

$$m = K_{p_{\text{н}}} K_{\text{з}} V_B \quad (3.1)$$

где V_B — вместимость вагона, м³; $K_{\text{з}}$ — коэффициент загрузки вагона, при недогрузке вагона $K_{\text{з}} < 1$, при загрузке с верхом $K_{\text{з}} > 1$; $p_{\text{н}}$ — насыпная плотность породы в вагоне, т/м³:

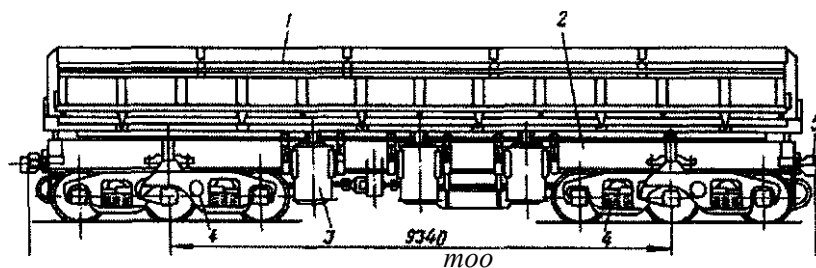


Рис. 3.26. Думпкар:

1 — кузов; 2 — рама; 3 — пневмоцилиндр опрокидывания кузова; 4 — ходовые тележки; 5 — автосцепка

$$P_n \wedge P_{\text{ц}} / \wedge p \quad (3.2)$$

где p_n — объемная масса породы в массиве; K_p — коэффициент разрыхления породы.

Масса породы в вагоне не должна превышать его грузоподъемность $D_B = mg$, поэтому коэффициент загрузки вагона определяется по формуле

$$K_{WT} = q_j \{ V_s g_n \} - \quad (3.3)$$

При $p_n > m/V_B$ вагон используется частично и $A_{\text{за}} < 1$, при $p_n < m/V_B$ вагон может загружаться с верхом, однако необходимо соблюдать условие $1 < A_{\text{за}} — 1,25$.

В качестве локомотивов для перевозки составов вагонов применяют электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Электровозы — наиболее прогрессивный тип локомотивов; они позволяют повысить в 2—3 раза по сравнению с тепловозами полезную массу поездов, снизить в 1,5—2 раза затраты на транспортирование, обеспечить преодоление подъемов до 80‰. Недостатком этого вида тяги является устройство контактной сети, которую необходимо перемещать вместе с временными рельсовыми путями. Электровозный транспорт получает питание от сети постоянного тока напряжением 1500 и 3000 В и от сети однофазного переменного тока промышленной частоты напряжением 10 кВ и 3 кВ. Электровозы типа Д94, ВЛ126, ЕЛ21 имеют сцепной вес от 940 до 1600 кН.

Тепловозы — локомотивы с двигателями внутреннего сгорания (дизелями). Большая часть тепловозов оборудована системой дизель-генератор. Электроэнергия от генератора поступает к тяговым двигателям постоянного тока, установленным непосредственно на полуосях тепловоза. Достоинством тепловозной тяги является отсутствие электрической контактной сети, к недостаткам относят возможность преодоления подъемов не более 25‰, высокие (15—20%) по сравнению с электровозным транспортом капитальные затраты на приобретение основного оборудования, сложность ремонта.

Тяговые агрегаты представляют собой сочетание электровоза, дизельной секции автономного питания и нескольких моторных думпкаров. Такая система позволяет увеличить сцепной вес и полезную массу поезда в 2—2,5 раза по сравнению с электровозами, а наличие дизельной секции обеспечивает возможность исключения контактной сети на временных рельсовых путях.

3.3.3. Перемещение горной массы автомобильным транспортом

Автомобильный транспорт применяют для перемещения горной массы на карьерах, главным образом, со сравнительно небольшим годовым грузооборотом в 15—20 млн т при расстоянии транспортирования до 4—5 км. С использованием автосамосвалов грузоподъемностью 75—180 т и более автотранспорт может быть эффективным при годовом грузообороте до 50—60 млн т и более.

Основными преимуществами автомобильного транспорта являются его способность преодолевать подъемы 80—100‰, высокая маневренность и небольшие радиусы поворота — 15—25 м, отсутствие ограничений по длине фронта работ. Недостатки: резкое снижение эффективности эксплуатации при увеличении расстояния транспортирования, относительно высокая стоимость перевозок, большая зависимость от климатических условий, сложность организации ремонтного хозяйства.

Карьерные автодороги различают *стационарные*, то есть расположенные в капитальных траншеях, на поверхности карьера, имеющие длительный срок эксплуатации, и *временные* — проложенные на уступах и отвалах и перемещающиеся вслед за продвижением фронта горных работ. Ширина проезжей части дороги зависит от габаритов подвижного состава и, например, для автосамосвалов грузоподъемностью 27—40 и 75—120 т составляет соответственно 13—15 м и 20—25 м. Дороги обычно имеют двухскатный профиль, а на косогорах и закруглениях — односкатный. Вдоль автодорог устраивают боковые кюветы для отвода вод. На стационарных автодорогах применяют цементобетонное покрытие, асфальтобетонное или щебеночное с пропиткой и поверхностной обработкой; на временных дорогах — грунтовое покрытие со щебеночными добавками или без покрытия при скальном основании. От состояния дорог зависит эффективность эксплуатации автомобильного транспорта.

Подвижной состав включает в себя автосамосвалы и полуприцепы (рис. 3.27). *Автосамосвалы* — это машины с кузовом, обычно разгружающимся посредством опрокидывания назад; у полуприцепов кузов выполнен отдельно от тягача и соединяется с ним специальным прицепным устройством, полуприцепы могут разгружаться назад, набок или через дно.

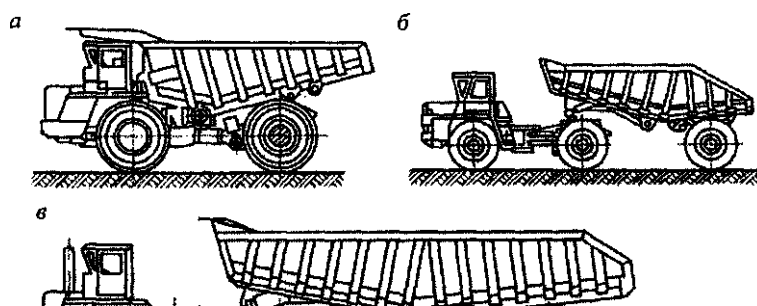


Рис. 3.27. Карьерный автотранспорт для перевозки горной массы:
а — автосамосвал; б, в — полуприцепы

Компания Komatsu была образована в 1921 г. в городе Комацу на западном побережье Японии предпринимателем Meitaro Takeuchi (Маитаро Такеючи) как маленькая строительная мастерская по ремонту техники.

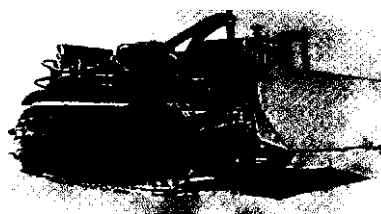
Проводимая японским правительством политика поддержки отечественного производителя вкупе с репутацией «Комацу» как лидера в области технологий и качества помогли дальнейшему развитию компании. К 1930 г. был выпущен первый сельскохозяйственный трактор G25. В 1931 г. ему на смену пришли более мощные модели с бензиновыми двигателями — G40 и G50. А в 1947 г. был выпущен укомплектованный дизельным двигателем трактор D50, ставший основной моделью компании.

Продолжительное время тракторы и бульдозеры на гусеничном ходу оставались главным видом техники в продуктовой линейке изделий компании. Пятидесятые годы прошлого столетия стали для «Комацу» периодом активного развития. Непрерывное внедрение новых технологий производства и контроля качества позволили увеличить перечень выпускаемого оборудования.

Сегодня компания «Комацу» — мировой лидер по производству дорожно-строительной и карьерной техники. Большинство заводов компании находятся за пределами Японии — в Китае, Бразилии, Англии и др. В Россию техника тяжелого класса для горной отрасли поступает из Японии, Америки и Германии.



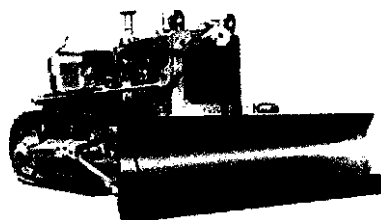
Тракторы для ферм Komatsu G25, G49, 1930 г.



Первая единица бульдозера D50-1, 1941 г.

ИСТОРИЯ KOMATSU В РОССИИ

Первое знакомство «Комацу» с Советским Союзом произошло в 1963 г., и уже в 1968 г. президент компании Ёшинари Каваи подписал соглашение, по которому в 1969 г. первые машины уже начали работать на Дальнем Востоке. Самые крупные поставки техники осуществлялись в 1970 г. — более двух тысяч трёхсот лесовозов и в период с 1981 по 1985 г. — более двух тысяч бульдозеров и около тысячи четырёхсот трубоукладчиков.



Бульдозер D80A был создан в 1963 г. после многочисленных контрольных и очень серьезных испытаний



Подписание проекта господином
Ёшинари Каваи, 1968 г.



Лесовоз компании Komatsu

Также в СССР было поставлено более тысячи двухсот самосвалов. Некоторые машины первых «завозов» продолжают работать и по сей день.

Первое представительство «Комацу» в СССР было зарегистрировано в 1971 г. Большие поставки техники на территорию России привели к созданию широкой дистрибьюторской сети. Для ее оперативного обеспечения техникой и запасными частями в 2005 г. была создана дочерняя компания «Комацу СНГ».

Компания «Комацу СНГ» поставляет разнообразную технику в Россию и страны СНГ: бульдозеры, гидравлические экскаваторы с прямой и обратной лопатой на гусеничном ходу, экскаваторы на колесном ходу, самосвалы, сочлененные самосвалы, колесные погрузчики, экскаваторы-погрузчики, автогрейдеры, трубо-

укладчики и мобильные дробилки.

Важнейшая отличительная черта всей техники «Комацу» — высокая надежность. Стандарты качества «Комацу» превосходят требования по качеству любой страны мира.

ГУСЕНИЧНЫЕ ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ ЭКСКАВАТОРЫ KOMATSU

Еще десять лет назад при ведении открытых горных работ доля гидравлических экскаваторов была гораздо ниже доли одноковшовых экскаваторов с электро-механическим приводом. Во многом благодаря усилиям компании Komatsu ситуация на зарубежных добывающих предприятиях изменилась. Сегодня мировой экскаваторный парк более чем на 60 % состоит из гидравлических экскаваторов, а среди машин с вместимостью ковша более 12 м³ эта цифра составляет 85 %.

Производственная программа по выпуску гидравлических экскаваторов Komatsu насчитывает 20 базовых моделей, включая модели на колесном ходу с объемом ковша от 0,13 до 42 м³. Из них 10 моделей по своим техническим параметрам пригодны к использованию в горной промышленности. Начиная с модели PC400, все экскаваторы Komatsu выпускаются двух типов: с прямой и обратной лопатой. Кроме того, модели PC3000, PC4000, PC5500 и PC8000 выпускаются с

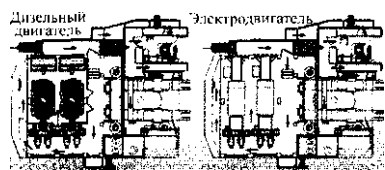


Рис.

дизельным приводом основных насосов или электрическим приводом насосов. На рис. 1 показан вариант исполнения машинного отделения для моделей PC5500 и PC8000 со сдвоенными системами двигателей и насосов, защищенных от внешних воздействий и находящихся в удобном для обслуживающего персонала месте.

Отличительные особенности экскаваторов Komatsu:

- сварные конструкции коробчатого типа, которые сочетают литые элементы со стальными листами, имеющие двухстороннюю сварку по специальной технологии (рис. 2);

- экскаваторный тип хода с одноребордными опорными роликами (рис. 3), имеющими закалку токами высокой частоты до глубины 25—40 мм;

- гидравлическая система открытого типа (рис. 4) с минимальным количеством главных насосов и без вспомогательных насосов. Такое решение увеличивает эксплуатационную надежность при уменьшении стоимости;

- мощные двигатели Komatsu обеспечивают высокую топливную экономичность и низкий уровень токсичности;

- повышенная эксплуатационная готовность машин благодаря облегчающей доступ к узлам и агрегатам и сокращающей время на обслуживание продуманной компоновке (рис. 5), а также системе контроля состояния машины (ETM и VHMS), которая собирает в режиме реального времени и хранит эксплуатационные данные. Эти сведения при помощи персонального компьютера используются для эффективной диагностики состояния машины (рис. 6);

- для обеспечения высокой надежности и готовности машин к работе в ней используются только агрегаты и узлы собственного производства.

Следует отметить, что в экстремальных условиях экскаватор PC5500 обеспечивает производительность на уровне 500 000 м³, а экскаватор PC8000 достигает производительности до 1700 м³ в час (при объеме ковша 36 м³) и 720 000 м³ в месяц при температуре окружающей среды до - 60°C в забоях с породами объемной массой до 2,7 т/м³ и с погрузкой в 200-тонные самосвалы 830E производства Komatsu. Коэффициент технической готовности экскаваторов составляет 0,9—0,93, что позволяет прогнозировать дальнейшее успешное применение техники Komatsu на российских предприятиях.



Рис. 2

Рис. 3



Рис. 4

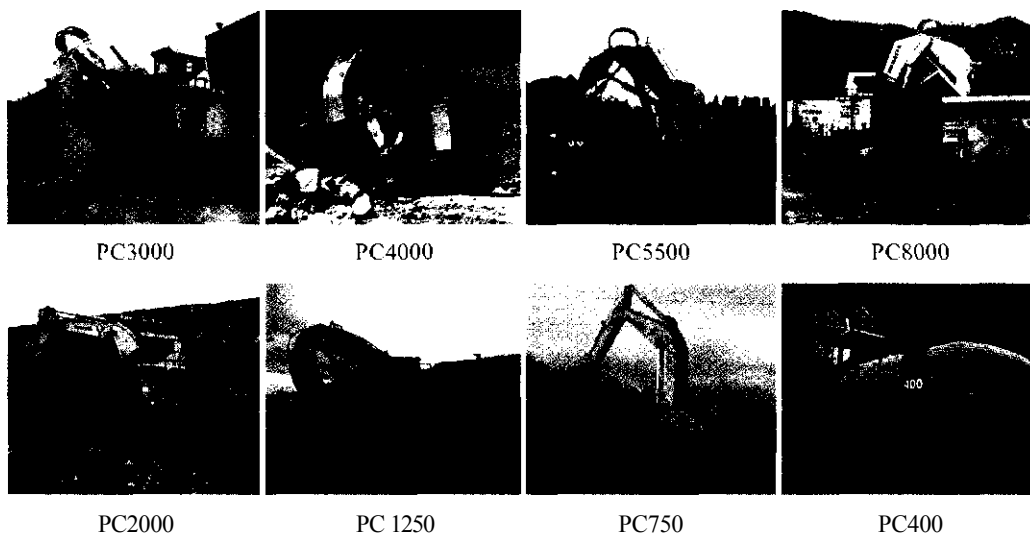


Рис. 5



Рис. 6

Информация для специалистов



Основные технические характеристики

Модель	Мощность двигателя, л.с.	Эксплуатационная масса, кг	Вместимость ковша, м ³
PC8000	4020	710 000	38,0
PC5500	2x1260	540 000	28,0
PC4000	1875	390 000	22,0
PC3000	1260	256 000	15,0
PC2000	976	200 000	12,0
PC 1250	651	106 700	5,0
PC750	454	72 370	2,8—3,4
PC400	347	42 250	1,3—2,2

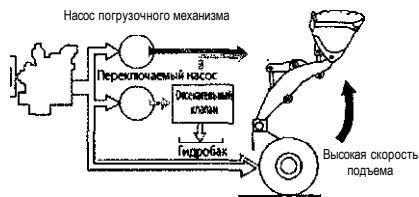
КОЛЕСНЫЕ ПОГРУЗЧИКИ KOMATSU

Современные горно-добывающие предприятия во всем мире нуждаются во все более технологичных машинах, которые способны обеспечить повышение производительности труда при снижении затрат. Однако простое увеличение габаритов и мощности машин не может помочь достижению такой цели. Компания Komatsu решает эту проблему, используя при создании новых, более мощных и производительных машин новейшие технологии.

Сегодня производственная программа компании насчитывает 13 базовых моделей с объемом ковша от 1,5 до 20 м³, девять моделей из которых по своим техническим характеристикам пригодны к использованию в горной промышленности. В базовом исполнении погрузчики оснащаются дизельными двигателями, модели с электрическим двигателем выпускаются под заказ.

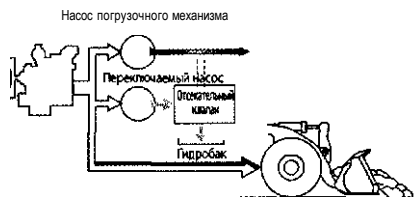
Рис. 7

При подъеме стрелы



- Весь поток масла от погружного насоса уходит
- При передаче мощности на колеса понижается только питание от насоса переключающего насоса.

При копании и сгребании



- Весь поток масла от переключаемого насоса возвращается в гидробак.
- Гидравлическая нагрузка снижается, и высокая мощность передается на колеса.

Рис. 8

Отличительные особенности колесных погрузчиков Komatsu:

- высокопрочные несущие конструкции. Рамы машин рассчитываются методами математического моделирования на работу в тяжелых условиях и обеспечение высокой прочности для силовой передачи и погрузочного оборудования до постройки конструкции (рис. 7). С целью повышения уровня надежности рам во всех точках поворота закладываются стальные литые детали, что позволяет избегать лишних сварных швов;

- саморегулирующаяся гидравлическая система переменной производительности, сокращающая время выполнения рабочих циклов машины. Система позволяет подавать энергию туда, где это необходимо в данный момент (рис. 8);

- мощные двигатели Komatsu обеспечивают высокую топливную экономичность и низкий уровень токсичности;

- автоматическая система смазки на базе микропроцессора и система быстрой замены рабочих жидкостей Quickfill Wiggins вкупе с увеличенными межсервисными интервалами уменьшают время простоев машины и снижают расходы на техническое обслуживание (рис. 9);

- необслуживаемая тормозная система, обеспечивающая более высокие эксплуатационные качества и снижающая простои машины. Для обеспечения высокой безопасности и исключения необходимости в регулировке в рабочих тормозах используют два самостоятельных гидроконтуров привода и полностью герметичные дисковые механизмы мокрого типа, предотвращающие попадание в тормоза грязи и пыли (рис. 10);

- современная система рулевого управления с джойстиком AJSS (рис. 11), созданная на основе фир-



Рис. 9

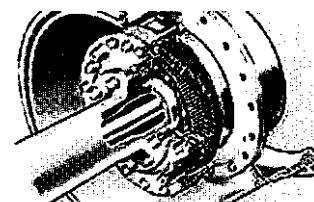


Рис. 10



Рис. 11

Информация для специалистов

менных технологий электронного управления и управления гидравлическим оборудованием, позволяющая плавно управлять машиной и не требующая от оператора приложения больших усилий;

- общая информационная система контроля состояния машины, выводящая на экран дисплея эксплуатационные данные и данные по техническому обслуживанию всех элементов конструкции машины, значительно облегчает и ускоряет поиск и устранение неисправностей, текущее техническое обслуживание;

- дистанционный позиционер стрелы, позволяющий для оптимизации погрузки в кузов самосвала любой высоты задавать крайнее верхнее и крайнее нижнее положения ковша и делать его остановку плавной, что снижает износ деталей и механизмов;

- для обеспечения высокой надежности и готовности машин к работе в ней используются только агрегаты и узлы высокого качества собственного производства.



WA1200



WA900



WA800



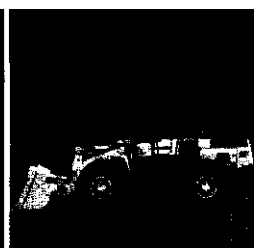
WA700



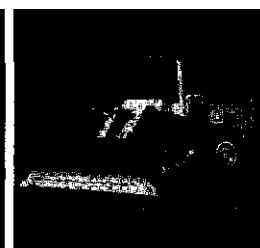
WA600



WA500



WA470



WA420

Основные технические характеристики

Модель	Мощность двигателя, л.с.	Эксплуатационная масса, кг	Вместимость стандартного ковша геометрическая / с шапкой, м ³
WA1200	1560	205 200	17,2/20,0
WA900	853	101 550	11,0/13,0
WA800	808	98 300	11,0
WA700	672	70 620	8,7
WA600	478	45 180	5,1/6,1
WA500	315	28 220	4,3
WA470	260	21 690	3,9
WA420	217	18 280	3,5

КАРЬЕРНЫЕ САМОСВАЛЫ KOMATSU

Компания Komatsu выпускает самосвалы для работы в горной и строительной отраслях, они отличаются максимальной проходимостью, комфортными условиями вождения и техобслуживания, надежной эксплуатацией. Характеристики карьерных самосвалов, соответствующие характеристикам гусеничных экскаваторов и колесных погрузчиков Komatsu, обеспечивают при их совместной работе максимальное сокращение рабочих циклов и оптимальную производительность.

На сегодняшний день производственная программа выпуска самосвалов компании Komatsu насчитывает 12 базовых моделей, три из которых оснащаются электроприводом (серия E).

Основные особенности карьерных самосвалов Komatsu:

- в местах высоких нагрузок широко используются отливные детали, составляющие до 45 % веса рамы (рис. 12). Такая технология дает возможность варьировать при необходимости толщиной конструкции, применять большие радиусы в точках перехода для рассеивания нагрузок и переносить сварные соединения на менее нагруженные участки. В полностью сварной коробчатой конструкции главной рамы (от седла сцепки до задних опор) при соединении верхнего и боковых компонентов используется сварка встык без усиления. Опорный брус обеспечивает сварку с полным заполнением (рис. 13);

- кузова оптимизированной формы с усиленной конструкцией и износостойким покрытием (твердость по Бриннелю — 400);

- мощные двигатели Komatsu обеспечивают высокую топливную экономичность и низкий уровень токсичности;

- полностью автоматическая коробка передач K-ATOMiCS (рис. 14) с системой плавного переключения передач, используемая на самосвалах с гидромеханической трансмиссией;

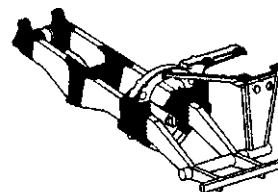


Рис. 12



Рис. 13



Рис. 14



Рис. 15

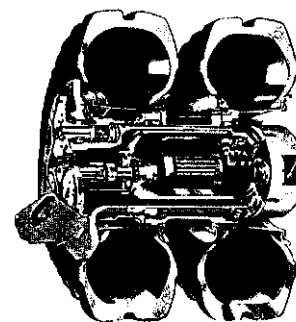


Рис. 16

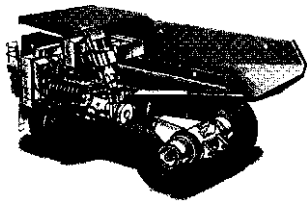


Рис. 17



Рис. 18



Рис. 19

- многодисковые маслоохлаждаемые тормоза мокрого типа большой мощности позволяют исключить применение пневматической системы и тем самым увеличивают надежность, снижают затраты на техническое обслуживание. Действуют также в качестве быстро срабатывающего устройства замедления, которое с уверенностью может использовать оператор при передвижении под уклон;

- небольшой радиус поворота достигается за счет применения в системе передней подвески «МакФерсон» стоечного типа специальной А-образной рамы (рис. 15) между каждым колесом и основной рамой;

- антиблокировочная тормозная система (ABS) предотвращает блокировку колес на скользком покрытии, вызывая их пробуксовку при использовании рабочих тормозов. Компания Komatsu первая в отрасли стала использовать в строительных машинах ABS, разработанную на основе собственных передовых электронных технологий;

- на моделях с электроприводом (730E, 830E и 930E) используются мотор-колеса фирменной конструкции, способные развивать высокий крутящий момент и поддерживать максимальные обороты даже при полной нагрузке (рис. 16, 17);

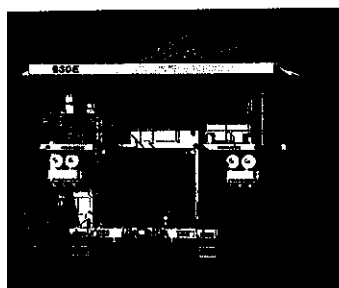
- автоматическая система смазки Lincoln на базе микропроцессора уменьшает время простоев машины и снижает расходы на техническое обслуживание (рис. 18);

- система автоматического замедления скорости ARSC (рис. 19) путем подтормаживания всех четырех колес способна поддерживать постоянную скорость при спуске в диапазоне 9,6—56 км/ч с точностью до $\pm 1,6$ км/ч;

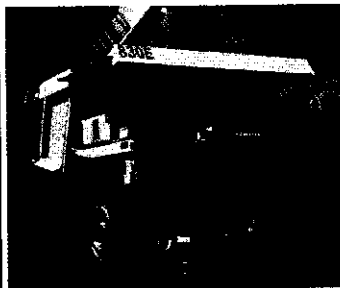
- для обеспечения высокой надежности и готовности машин к работе в ней используются только агрегаты и узлы высокого качества собственного производства;

- общая информационная система контроля за состоянием машины (VHMS) со встроенным взвешивающим устройством (Payload Meter) в режиме реального времени выводит на экран дисплея оператора, собирает и хранит эксплуатационные данные (температура масла в двигателе, температура выхлопных газов и т.д.) и данные об условиях работы машины (расход топлива, коэффициент нагрузки на двигатель и т.д.). Усовершенствованная функцией удаленной связи Orbscomm данная система способствует снижению затрат на ремонт и поддержание максимальной работоспособности машины.

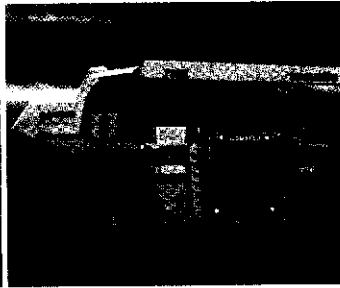
Информация для специалистов



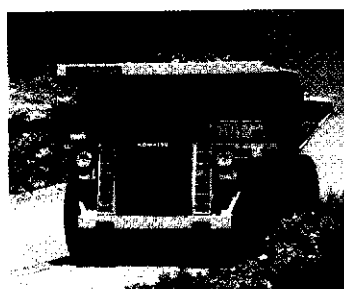
930E



830E



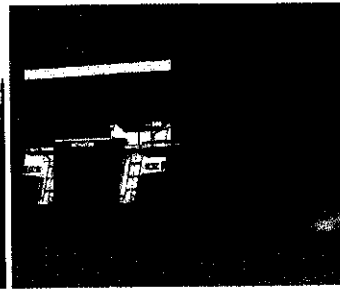
730E



HD1500



HD785



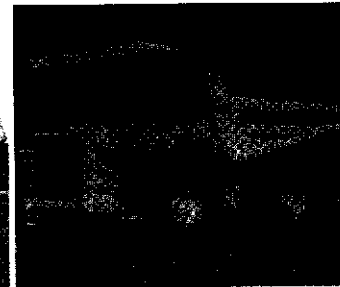
HD605



HD465



HD405



HD325

Основные технические характеристики

Модель	Мощность двигателя, л.с.	Грузоподъемность, кг	Объем кузова, м ³
930E	2550	290000	211
830E	2500	231000	147
730E	1860	186000	111
HD1500	1487	141100	78
HD785	1050	91000	60
HD605	739	63000	40
HD465	715	55000	34,2
HD405	498	41000	27,3
HD325	488	36500	24

САМОСВАЛЫ С ШАРНИРНО-СОЧЛЕНЕННОЙ РАМОЙ

При ведении транспортных работ в условиях с особо сложным рельефом местности одним из основных требований, предъявляемых к технике, является повышенная проходимость. Будучи сконструированными на основе инженерных технологий постройки крупных самосвалов и погрузчиков, самосвалы с шарнирно-сочлененной рамой по скорости передвижения, маневренности, проходимости и удобству загрузки-выгрузки в тяжелых условиях бездорожья превосходят карьерные самосвалы с жесткой рамой. В настоящее время компания Komatsu выпускает три модели самосвалов с шарнирно-сочлененной рамой различной грузоподъемности.

Основные особенности самосвалов Komatsu с шарнирно-сочлененной рамой:

- широкое использование отливных деталей и технологии сварки встык с полным заполнением делает похожими технологии изготовления рам сочлененных и карьерных самосвалов Komatsu. Главной особенностью сочлененной рамы является наличие шарнирного соединения, делающего возможным динамическое изменение положения, в т.ч. по вертикали, передней оси по отношению к задним, что значительно улучшает проходимость машины. Только компания Komatsu применяет не требующие техобслуживания конические роликоподшипники для восприятия возникающих нагрузок в шарнирном сочленении самосвалов (рис. 20, а, б);

- кузов самосвала изготавливается из стали, обладающей высокой прочностью на разрыв при твердости по Бринеллю 400, что обеспечивает ему отличную жесткость и снижает затраты на техническое обслуживание. Низкое расположение кузова обеспечивает простоту загрузки самосвала, а форма задней части кузова «утиный клюв» (рис. 21) предотвращает просыпание грунта, повышая тем самым эффективность перевозки;

- мощные двигатели Komatsu характеризуются высокой топливной экономичностью и обеспечивают низкий уровень токсичности;

- полностью гидравлическое сочлененное рулевое управление, ретардер, автоматическая коробка передач K-ATOMiCS, гидропневматическая подвеска, система блокировки межосевого и межколесных дифференциалов повышают маневренность, проходимость и облегчают работу оператора;

- откидные конструкции кабины и капота (рис. 22), увеличенный интервал межсервисного обслуживания,

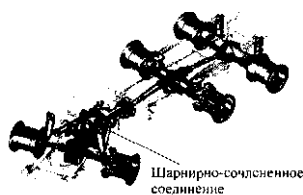


Рис. 20, а



Рис. 20, б

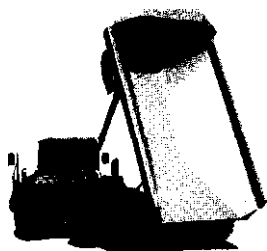


Рис. 21

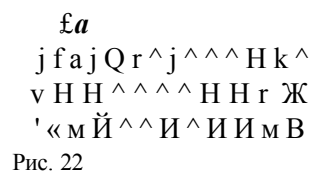


Рис. 22

меньшее число точек подачи смазки и необслуживаемые дисковые тормозные механизмы мокрого типа сокращают время простоев машины и снижают расходы на техническое обслуживание.



HM300



HM350



HM400

Модель	Мощность двигателя, л.с.	Грузоподъемность, кг	Объем кузова, м ³
HM400	444	36,5	22,3
HM350	399	32,3	19,8
HM300	335	27,3	16,6

БУЛЬДОЗЕРЫ KOMATSU

Большой опыт конструирования и производства тракторов, начиная от первых моделей двадцатых годов прошлого века для сельского хозяйства и кончая бульдозерами для строительной и горной отраслей, позволяет компании Komatsu занимать лидирующее положение на рынке выемочно-транспортных машин в различных частях света.

Широкий ассортимент производственной программы компании Komatsu включает в себя модели бульдозеров на гусеничном ходу, болотоходные и на колесном ходу. Компания Komatsu выпускает самый большой бульдозер в мире. Вместимость отвала модели D575A-3 в модификации SuperDozer — 69 м³, а максимальная глубина рыхления составляет 2 м. Все модели бульдозеров оснащаются современными мощными дизельными двигателями Komatsu, обеспечивающими высокую топливную экономичность и низкий уровень токсичности.

Особенности бульдозеров Komatsu:

- исключительная долговечность машины обеспечивается основной рамой корпуса бульдозера, равномерно распределяющей механические напряжения, большой рамой гусеничной тележки и ходовой частью с гусеничной тележкой на оси качания;
- прекрасная устойчивость и великолепные возможности по преодолению подъемов гусеничными бульдозерами обеспечиваются ходовой частью с низким расположением привода, длинными гусеничными лентами и большим количеством опорных катков (до восьми с каждой стороны на болотоходных версиях);
- улучшенное сцепление с грунтом, большой срок службы узлов и повышенный комфорт оператора вследствие оснащения ходовой части гусеничного бульдозера системой К-образных кареток (рис. 23). Применение подобной системы за

Информация для специалистов

и не обматывает



Качающаяся опора цангов каретки

Рис. 23



Рис. 24

счет существенного увеличения вертикального смещения опорных катков гусеничной ленты снижает ударные нагрузки на все компоненты ходовой части;

- использование звеньев гусеничной ленты большей ширины и высоты, в которых удержание пальцев во втулке происходит из-за плотной посадки и фиксирующего кольца клиновидного сечения, уменьшает износ звеньев, увеличивая тем самым срок службы ходовой части и сокращая расходы на техническое обслуживание;

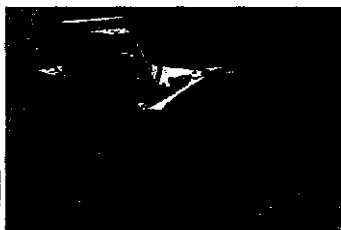
- использование отвала двойного перегиба повышает производительность бульдозера за счет возможности выбора оптимального угла резания ножом отвала материалов различных типов на уклонах любой крутизны;

- электронная система управления движением машины, отвала и рыхлителя при помощи джойстиков (рис. 24) позволяет оператору точно управлять бульдозером, не прилагая значительных усилий;

- применение электронной системы управления силовой передачей делает работу бульдозера более плавной, что значительно упрощает эксплуатацию машины и увеличивает ее производительность.



D575



D475



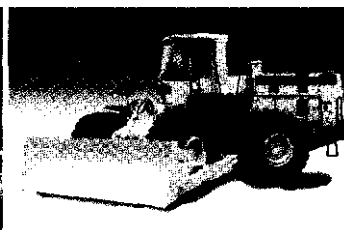
D375



D275



WD900



WD600

Основные технические характеристики

Модель	Мощность двигателя, л.с.	Эксплуатационная масса, кг	Вместимость стандартного ковца геометрическая / с шалкой, м ³
D575	1150	131 000—152 000	69
D475	890	108 390	27,2
D375	525	66 985	18,5
D275	410	50 850	13,7
WD900	853	100 000	26
WD600	485	42 900	11,5

КРУПНОГАБАРИТНЫЕ И ИНДУСТРИАЛЬНЫЕ ШИНЫ MICHELIN

Уже более 100 лет компания «Мишлен» — признанный мировой лидер по производству шин — предлагает продукцию наивысшего качества для всех категорий потребителей. Среди приоритетов деятельности компании — динамичный и быстрорастущий рынок промышленной и большегрузной техники, где компания «Мишлен» зарекомендовала себя как поставщик эффективных и комплексных решений. С того момента как в 1946 году компания предложила революционную концепцию радиальной шины и адаптировала ее для всего многообразия транспортных средств, «Мишлен» предлагает широкую гамму шин для промышленных и большегрузных машин.

На сегодняшний день подразделение крупногабаритных и промышленных шин (КГШ) «Мишлен» производит самую большую радиальную шину в мире — 59/80R63 и предлагает более 45 профилей протектора и 110 типоразмеров шин, а также широкую гамму КГШ массой 5,3—5400 кг.

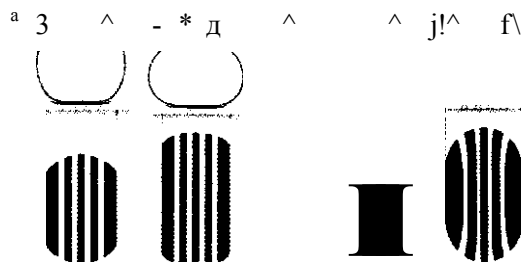
Технологическое лидерство «Мишлен» базируется на упомянутой ранее концепции радиальной шины, в основе которой заложена идея формирования каркаса или скелета шины одним радиальным слоем металлокорда при одновременном усилении беговой дорожки так называемым «брекерным поясом» (рис. 1, а). Подобная конструкция обеспечивает шине целый ряд важнейших преимуществ:

- гибкость и комфорт благодаря большим вертикальным прогибам;
- уменьшение внутреннего трения;
- лучшее сцепление с грунтом благодаря стабилизации пятна контакта;
- наиболее оптимальное распределение давления на грунт;
- меньший расход горючего.

В конструкции технологически устаревших, но все еще встречающихся диагональных шин каркас обычно состоит из множества текстильных слоев, перекрещивающихся под углом друг относительно друга, как правило, при отсутствии брекерного усиления беговой дорожки (рис. 1, б). Подобная архитектура каркаса придает боковине шины излишнюю жесткость и не обеспечивает стабильности пятна контакта, что вызывает ускоренный износ протектора, ухудшает сцепление с грунтом и повышает расход горючего.

Прочные радиальные каркасы шин Michelin рассчитаны на длительные сроки эксплуатации и допускают возможность качественного ремонта. Компания производит полную гамму радиальных шин, полностью адаптированных к различным типам большегрузной техники:

Рис. 1. Сравнение радиальной (а) и диагональной (б) шин



Информация для специалистов

• Шины Michelin для *рабочих машин* (погрузчики, колесные бульдозеры, грейдеры и др.) отличаются высокой стойкостью к износу, ударам и порезам; комфортом для водителей и операторов; хорошим сцеплением с дорожным полотном; малым сопротивлением качению и удобством монтажа (рис. 2, а).

Некоторые предложения шин Michelin для *рабочих машин*:



XLDD2: Шина L5T для тяжелых условий. Открытый, агрессивный и усиленный протектор придает высокие тяговые свойства и поддерживает высокий уровень защиты от ударов, проколов и порезов. Чередующиеся блоки резины гарантируют комфортную езду и защиту механики машин.



XMineD2: Шина L5R для использования на агрессивных грунтах. Мощный протектор с дополнительным усилением боковин и плечевых зон увеличивает стойкость к проколам и порезам. Рисунок протектора позволяет достичь оптимального баланса между тяговыми свойствами и защитой от действия скальных пород.



XSMD2+: Шина L5S предназначена для работы в самых суровых условиях. Гладкий и очень глубокий протектор увеличивает износостойкость шины, что повышает эффективность ее использования, уменьшает простои, защищает технику и обеспечивает максимальный комфорт оператору.

• Шины Michelin для *транспортных машин* (карьерные самосвалы, шарнирно-сочлененные самосвалы и мотоскреперы) отличаются, кроме того, высокой стойкостью к нагрузкам и скоростной способностью (рис. 2, б):

Некоторые предложения шин Michelin для *транспортных машин*:



XDT: Тяговая шина E4T отличается глубоким протектором и обеспечивает высокий уровень сцепления с грунтом. Хорошо защищена и предназначена для работы в тяжелых условиях, где главное — мобильность.



X-Quarry: Тяговая шина E4R специально разработана для малых плеч откатки и сложных условий эксплуатации. Защищенная квадратная плечевая зона и глубокий протектор увеличивает стойкость к износу и серьезным повреждениям. В дополнение к большому сроку службы диагональные промежутки между блоками резины обеспечивают высокий уровень сцепления.



XDR: Прочная шина E4R специально разработана для открытых горных разработок, характеризующихся наиболее тяжелыми и жесткими условиями работы. Отличается глубоким ненаправленным и революционным рисунком протектора. Центральные блоки резины шины XDR увеличивают срок службы и снижают эксплуатационные расходы.

Рис. 2. Шины Michelin на различных типах карьерной и промышленной техники:

а — погрузчик; *б* — карьерный самосвал; *в* — портовый тягач

• Шины Michelin для *промышленных машин* (краны, тягачи, промышленные погрузчики, портовая техника и др.) удовлетворяют различным требованиям всего многообразия выполняемых ими работ: на строительных площадках или в портах; на складах или грузовых терминалах (рис. 2, *в*).

Технологическое лидерство и заслуженный успех компании «Мишлен» на рынке опираются на наличие развитой технологической и производственной базы, а также на принцип комплексного подхода к удовлетворению запросов и ожиданий клиентов.

Технологическая база КГШ Michelin представлена инженерно-исследовательскими центрами компании, тщательно отслеживающими качественные и производственные характеристики шин Michelin и находящимися в непрерывном поиске новых, еще более эффективных решений для наших клиентов. Испытательный полигон «Мишлен» в г. Алмерия (Испания) общей площадью 4500 га располагает всем необходимым для тестирования новых шин в самых суровых и жестких условиях.

Производственная база КГШ Michelin в виде развитой производственной сети по выпуску промышленных и крупногабаритных шин в Европе (рис. 3) и Северной Америке позволяет компании оперативно удовлетворять потребности заказчиков во всем мире при самом строжайшем контроле качества со стороны технического персонала компании «Мишлен».

Комплексный подход в удовлетворении запросов и ожиданий наших клиентов предполагает комплекс мероприятий как по сервисному сопровождению продаж КГШ, так и по предоставлению нашим потребителям дополнительных услуг, позволяющих повысить эффективность использования шин. Сервисное и послепродажное сопровождение промышленных и крупногабаритных шин осуществляется опытными техническими специалистами и сервисными группами, которые помогают клиенту подобрать необходимую шину, анализировать рабочие характеристики шины в течение всего срока ее эксплуатации и обеспечить необходимое техническое обслуживание (рис. 4).

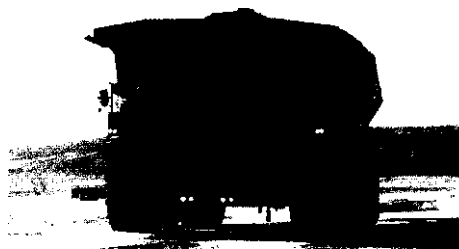




Рис. 3. Производство КГШ на заводе Мишлен в г. Витория (Испания)

Рис. 4. Техническая инспекция КГШ Michelin специалистам компании



Среди дополнительных услуг, предлагаемых «Мишлен», можно выделить:

- помощь в организации ремонта КГШ;
- помощь в организации учета КГШ;
- обучение по вопросам эффективной эксплуатации КГШ;
- внедрение (с 2008 г.) электронной системы контроля состояния крупногабаритных шин (MEMS — Michelin Earthmover Management System), позволяющей измерять температуру и давление в шинах в режиме реального времени, что дает возможность повысить безопасность труда, избежать перегрева шин или снижения давления.

Сотрудничество с компанией «Мишлен» имеет взаимовыгодную основу и стратегическую направленность, так как позволяет нашим клиентам получать продукцию и сервис наивысшего качества, а специалистам компании — обобщать полученный опыт для последующего предложения потребителям еще более совершенных и эффективных решений.

Наибольшее применение получили самосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью 27—75 т с мощностью дизельного двигателя 275—700 кВт. Осваиваются более мощные самосвалы грузоподъемностью 180 и 280 т. В качестве тягачей для полуприцепов применяют базовые модели автосамосвалов соответствующей мощности. Для транспортирования угля созданы *полуприцепы-углевозы* грузоподъемностью 220 т с донной разгрузкой; ведут работы по созданию углевоза грузоподъемностью 300 т с кузовом вместимостью 220—240 м³.

3.3.4. Перемещение горной массы конвейерным транспортом

Конвейерный транспорт на открытых горных работах представлен *ленточными конвейерами*, которые применяют для перемещения горной массы в рыхлом и раздробленном (до размера кусков не более 400 мм) состоянии. Достоинством конвейерного транспорта является возможность преодоления подъемов до 18° и поточность перемещения грузов; недостатком — ограничения по крупности горной массы, быстрый износ конвейерных лент, резкое влияние климатических условий на эффективность транспортирования.

Конвейерный транспорт наиболее эффективен для применения на карьерах, разрабатывающих мягкие породы, с годовым грузооборотом от 2 млн т и более, а также для транспортирования рыхлых вскрышных пород, разрабатываемых роторными и цепными экскаваторами. Для транспортирования крепких горных пород конвейерные установки могут применяться в комплексе с самоходными дробильными агрегатами, расположенными в забое рядом с экскаватором и осуществляющими дробление горной массы до размера кусков не более 400 мм. Наиболее эффективная дальность перемещения горной массы конвейерными установками составляет 4—6 км на равнинной местности и 10—15 км на пересеченной местности.

По принципу устройства и работы ленточные конвейеры для открытых горных работ мало отличаются от конвейеров для подземных работ. Ширина ленты карьерных конвейеров обычно равна 1600, 1800 или 2000 мм в зависимости от технических требований по производительности и свойствам транспортируемых горных пород, скорость движения ленты — 2—4,5 м/с, длина горизонтального става — 400—1500 м, мощность привода — 75—1500 кВт. Для открытых горных работ созданы специальные ленточные конвейеры, предназначенные для транспортирования горной массы по трассе с углом подъема до 40°, рукавные конвейеры, конвейеры со сворачивающейся лентой, предназначенные для перемещения измельченной горной массы на обогатительных фабриках.

**Общая техническая характеристика
ленточных конвейеров для карьеров**

Ширина конвейерной ленты, мм	1600	1800	2000
Скорость движения ленты, м/с	2—4,5	2—4,5	2—4,5
Производительность конвейера, пропускная способность, м ³ /ч	2000	5250	6000
Угол наклона трассы конвейера, градус	0—18	0—18	0—18
Горизонтальная длина става, м	< 1500	<1500	<1500

**Общая техническая характеристика специальных
крутонаклонных ленточных конвейеров для карьеров**

Ширина конвейерной ленты, мм.....	1800—2000
Скорость движения ленты, м/с.....	2—2,5
Производительность, пропускная способность, м ³ /ч.....	3000
Угол наклона трассы конвейера, градус.....	32—40
Высота подъема, м.....	90—270

К конвейерным установкам относят также *транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи и конвейерные перегружатели* (рис. 3.28). Консольный отвалообразователь представляет собой одноопорную металлическую ферму, которая смонтирована на поворотной платформе, имеющей самостоятельный ход.

Отвалообразователи типа ОГ, ОШР, ОШ — это горно-транспортные машины на гусеничном, шагающе-рельсовом или шагающем ходу, предназначенные для перемещения в отвалы вскрышных пород с включением кусков породы размером до 600 мм. Приемная консоль отвалообразователя при работе опирается на опорную тележку, связанную с перегрузочной тележкой отвального конвейера (ОШР-7000/85), или подвешена на подвеске (ОГ-4500/60, ОШР-7000/190), что делает отвалообразователь полноповоротной машиной (рис. 3.29, табл. 3.20, 3.21).

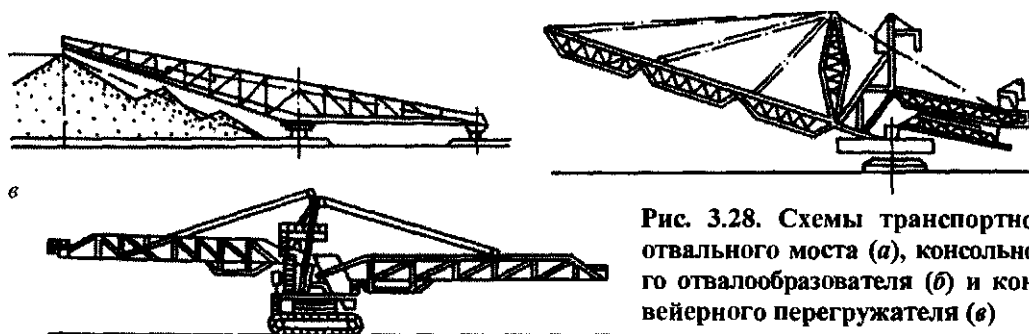


Рис. 3.28. Схемы транспортно-отвального моста (а), консольного отвалообразователя (б) и конвейерного перегружателя (в)

Рис. 3.29. Отвалообразователи типа ОГ-7000/85 (а) и типа СНПР-7000/85 (б)

Таблица 3.20

Техническая характеристика отвалообразователей

Показатели	ОГ-4500/60	ОГ-7000/85	ОШР-7000/85	ОШР-7000/190
Производительность, м ³ /ч	4500	(8+5)10 ³	(8+5)10 ³	8000
Радиус разгрузки, м	60	85	85	190
Высота разгрузки, м		27	27	60
Ширина конвейерных лент, мм	1600	2000	2000	2000
Скорость движения конвейерных лент, м/с	5,0	4,5	4,5	6
Транспортная скорость машины, м/ч	9 м/мин	130	70	80
Давление на грунт, МПа, не более	0,08	0,12	0,18	0,18
Установленная мощность двигателей, кВт		2000	2000	4765
Подводимое напряжение, кВ	6	10; 6	10;6	10
Масса, т	750	13 500	1300	3100

Общая техническая характеристика роторных конвейерных перегружателей

Производительность, т/ч	1200—2400
Длина стрелы, м	45—52
Диаметр роторного колеса, м	4,8—5,5
Расстояние между осями рельсов, м	8
Тип хода	Шагающе-рельсовый, гусеничный
Дальность хода по рельсам, м	600
Ширина ленты конвейера, мм	1200—1400
Скорость движения ленты, м/с	2,3—2,5
Угол наклона стрелы при отгрузке, градус	
на склад	<+ 18
со склада	<- 7

Таблица 3.21

Техническая характеристика отвалообразователей

Показатели	ОШ 650/75	ОШ 4500/87	ОРШ 12500/110	ОРШ 5000/95	ОРШ 12500/220
Производительность, м ³ /ч	650	4500	12500	5000	12500
Радиус разгрузки, м	75	87	110	95	220
Высота разгрузки, м	25	25	36	33	65
Длина приемной консоли, м	17	31	30	47	60
Угол поворота приемной консоли, градус	0	±65	±90	±105	±90
Ширина конвейерной ленты, мм	1200	1600	2500	1600	2500
Скорость движения ленты, м/с	3,3	5	6	5	6
Установленная мощность двигателей, кВт	170	1840	3000	3500	10 000
Масса, т	205	830	2500	2770	7000

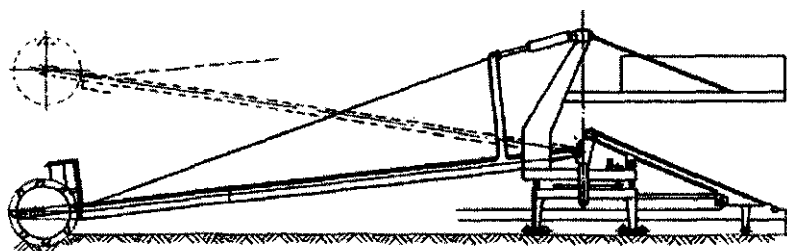


Рис. 3.30. Роторный перегружатель-штабелер

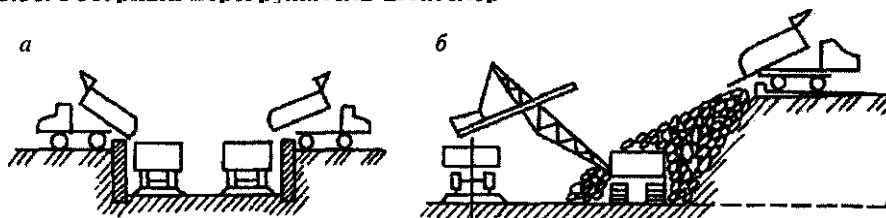


Рис. 3.31. Схемы автомобильно-железнодорожного (комбинированного) транспорта на карьерах:

а — с непосредственной перегрузкой горной массы; б — с временным складом и применением при погрузке экскаваторов

Роторные конвейерные перегружатели (рис. 3.30) предназначены для перемещения руды на склад и погрузки со склада на складской конвейер.

На открытых горных работах широко применяют **комбинированные способы перемещения** горной массы, представляющие собой сочетание нескольких видов карьерного транспорта. Наибольшее применение находит комбинация автомобильного (перемещение от забоя до перегрузочного пункта) и железнодорожного транспорта (перемещение от перегрузочного пункта до отвалов или обогатительной фабрики) (рис. 3.31).

Используют также комбинированные автомобильно-скиповую и автомобильно-конвейерную схемы перемещения горной массы.

3.3.5. Перемещение горной массы гидротранспортом

Гидравлический транспорт получил наибольшее распространение для перемещения мягких вскрышных пород в отвалы, а также песков к промывочным установкам при разработке россыпных месторождений и хвостов от обогатительных фабрик на хвостохранилища.

Подготовка горной массы к гидравлическому транспортированию производится размывом горных пород с помощью гидромонитора или посредством передвижных пульпоподготовительных установок, оснащенных дробилками, в случае выемки и рыхления пород экскаваторами (рис. 3.32).

Для перемещения горной массы применяют самотечное или напорное гидротранспортирование, а также их сочетание: от забоя до приемного пульпоборника — самотечное, затем до гидроотвала или склада — напорное. Консистенция пульпы, т. е. отношение твердого к жидкому Т:Ж, при самотечном транспортировании составляет 1:20—1:30, при напорном — 1:6—1:8. При самотечном гидротранспортировании пульпа перемещается по канавам длиной 0,5—2,0 км или желобам, изготовленным из дерева, металла, железобетона и имеющим внутреннее покрытие из резины или полимерных материалов.

При напорном гидротранспортировании пульпа перемещается с помощью грунтовых насосов (землесосов) или гидроэлеваторов по пульпопроводам, собранным из стальных труб диаметром 168—350 мм.

Грунтовые насосы представляют собой одноступенчатые центробежные насосы консольного типа с односторонним подводом жидкости, имеющие проходное отверстие диаметром до 200—300 мм и армированные внутри износостойкими материалами. Грунтовые насосы предназначены для перекачки гидросмеси высокой плотности с включениями твердых материалов различной крупности. *Землесосы*, установленные на понтонах, называют плавучими *земснарядами* (рис. 3.33). Земснаряды используют для подводной добычи и последующего транспортирования горных пород. Производительность землесосов по пульпе составляет 500—12 000 м³/ч.

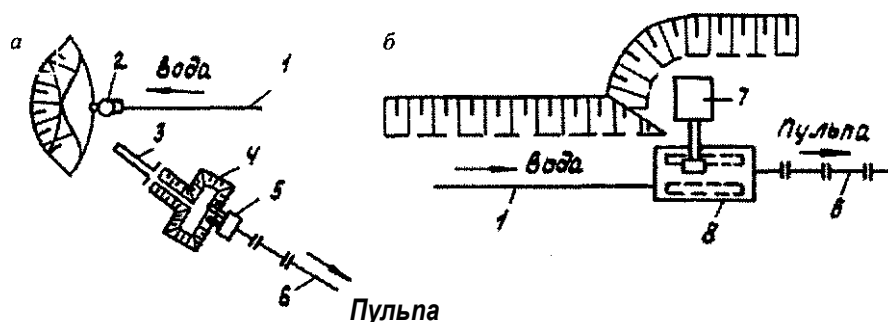


Рис. 3.32. Схема гидротранспортирования на карьере:

а — при гидравлической разработке породы; б — при разработке пород экскаватором; 1 — водовод; 2 — гидромонитор; 3 — канава для стока пульпы; 4 — зумпф; 5 — землесос; 6 — пульпопровод; 7 — экскаватор; 8 — передвижная пульпоподготовительная установка

Рис. 3.33. Плавающая насосная станция Д4000—95:

1 — насос; 2 — всасывающий трубопровод; 3 — нагнетательный (напорный) трубопровод; 4 — задвижка; 5 — пункт управления; 6 — шаровой шарнир; 7 — ручная лебедка

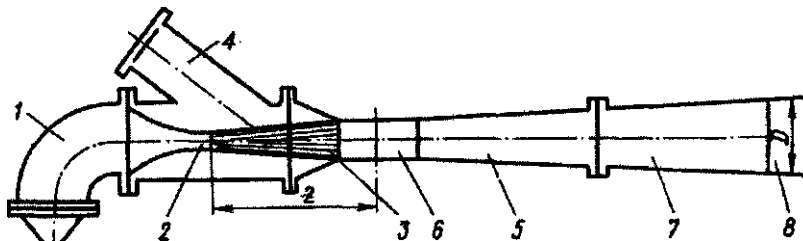


Рис. 3.34. Схема гидроэлеватора:

1 — труба; 2 — насадка; 3 — струя; 4 — всасывающий патрубок; 5 — смешивательная камера; 6 — горловина; 7 — диффузор; 8 — трубопровод; D_0 — диаметр водовода; D — диаметр трубопровода 8; Z — приемная камера

Гидроэлеватор (рис. 3.34) представляет собой струйный аппарат, в приемную камеру Z которого через насадку подается с большой скоростью струя воды, которая создает разрежение, т. е. снижение давления в камере, обеспечивающее засасывание пульпы из приемного колодца, называемого зумфом.

Гидроэлеваторы применяют на открытых горных работах при разработке россыпных месторождений в качестве машин для транспортирования, а также для подачи угольной пульпы от забоя до стационарных углесосных установок. Высота подъема пульпы гидроэлеватором достигает 10—15 м, высота всасывания — 6—7 м, дальность горизонтального транспортирования до 100 м, производительность 30—75 м³/ч. Однако гидроэлеваторы имеют низкий коэффициент полезного действия, на горных работах он составляет не более 20—30 %. Гидроэлеваторные установки требуют значительных расходов воды, работая с соотношением Т: Ж = 1/8:1/40.

ГЛАВА 4. ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. Понятие о горном давлении

Горные породы, расположенные ниже земной поверхности, подвержены действию гравитационных сил. По мере увеличения глубины залегания эти породы испытывают все большие напряжения, но не разрушаются, так как окружающие породы массива также напряжены и противодействуют развитию в какой-либо отдельной его части разрушающих деформаций. Таким образом, общее состояние напряженного массива горных пород — равновесное. Оно изменяется во времени под действием естественных процессов, протекающих в земных недрах. На некоторых участках земной коры эти изменения происходят медленно, за периоды времени, сравнимые с геологическими эпохами, на других, называемых обычно тектонически активными, могут происходить практически мгновенно.

Для получения общего представления о напряженном состоянии массивов и возникающих в них напряжениях допускается рассматривать горные породы как однородные изотропные твердые среды.

Под напряжениями понимается поверхностная плотность внутренних сил; под изотропной средой — горная порода, свойства которой в любом направлении одинаковы. Реальные массивы горных пород представляют собой, как правило, более сложные физические системы. Поэтому для получения численных значений напряжений, возникающих в горных породах, требуется внесение коррективов в точные решения математических задач, иногда весьма существенных.

Если в массиве на глубине H выделить элементарный кубик горной породы (рис. 4.1), то главные напряжения σ_x , σ_y , σ_z , P_a , соответствующие по направлению осям координат, можно определить из следующих выражений:

$$\sigma_z = P_0 g H, \quad (4.1)$$

$$\sigma_x = \sigma_y = \mu P_0 g H \quad (4.2)$$

где P_0 — плотность горной породы, кг/м^3 ; g — ускорение свободного падения, м/с^2 ; X — коэффициент горизонтального (бокового) распора.

Коэффициент горизонтального распора показывает отношение горизонтальной составляющей напряжений к вертикальной составляющей ($\sigma_z > \sigma_x$; σ_y). Значение коэффициента горизонтального распора определяется для упругих пород через коэффициент Пуассона ν из выражения $X = \nu/(1-\nu)$; для сыпучих пород $X = \tan^2(45^\circ - \varphi/2)$, где φ — угол внутреннего трения породы, градус. Для идеально упругих пород $X = 0,25+0,4$, для идеально сыпучих $X = 0,27+0,33$.

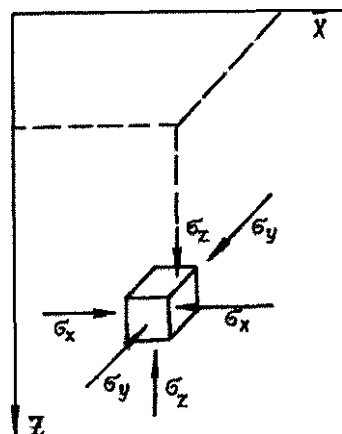


Рис. 4.1. Компоненты нормальных напряжений в элементарном объеме массива горных пород

горных пород. Внутри области повышенных напряжений, ближе к контуру выработки, может образоваться область пониженных напряжений, в пределах которой горные породы существенно теряют устойчивость (рис. 4.2). На напряженное состояние массива вокруг выработок оказывают влияние также тектонические силы, действующие не в вертикальном направлении.

Горное давление может проявляться в горных выработках в различной форме: опускание кровли и пучение почвы, появление трещин, отслаивание и выпадение отдельных кусков породы, вывалы больших объемов пород.

Проявления горного давления могут быть длительными во времени и быстротекающими, их называют *динамическими проявлениями горного давления*. К ним относят внезапный выброс угля и газа, горный удар.

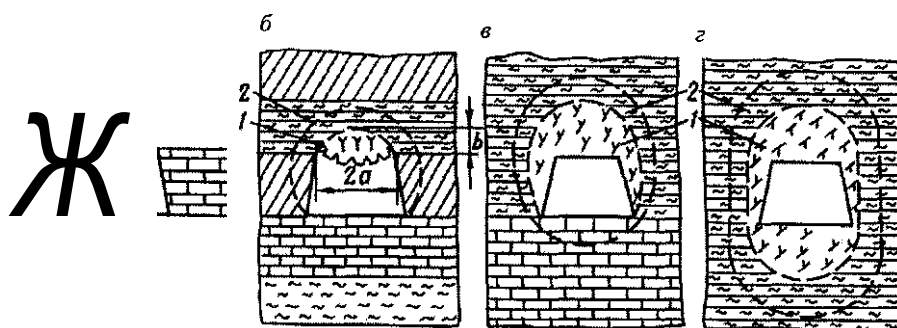


Рис. 4.2. Схематичное изображение массива, окружающего выработки, в зависимости от свойств пород:

a — устойчивый массив; *б* — кровля неустойчива, стенки и почва устойчивы; *в* — кровля и стенки неустойчивы, почва — устойчива; *г* — кровля, стенки, почва неустойчивы; *1* и *2* — области пониженных и повышенных напряжений; *2a* и *2b* — ширина и высота свода обрушения

Горное давление считают *установившимся*, когда дальнейшего изменения напряжений в массиве пород и деформаций, т.е. смещений горных пород в кровле и стенках выработок, не происходит, и *неустановившимся*, в этом случае процесс деформирования, т.е. смещения пород, окружающих горную выработку, затухает медленно и продолжается еще некоторое время, например, недели, месяцы и т.п. При наличии неустановившегося горного давления дополнительное смещение контура выработки в зависимости от величины горного давления и свойств пород может достигать значений от нескольких до десятков сантиметров.

4.2. Способы поддержания подземных горных выработок

Под термином **«поддержание выработок»** понимают комплекс, т.е. совокупность работ, выполняемых для сохранения горных выработок в течение всего периода их эксплуатации в условиях статического действия горного давления, а также для предотвращения внезапных динамических проявлений горного давления.

Применяются следующие **способы поддержания** подземных горных выработок: придание выработкам наиболее устойчивых форм и размеров поперечного сечения с учетом величины и направления максимальных действующих в массиве напряжений; крепление горных выработок; закладка выработанного пространства специальными смесями материалов и обрушенными горными породами; упрочнение прилегающего к выработкам массива горных пород.

В горном деле используют также термин **«управление горным давлением»**, под которым понимают совокупность мероприятий, регулирующих проявления горного давления в очистных забоях и прилегающих выработках.

На выбор способа поддержания горных выработок в конкретных горно-геологических и горно-технологических условиях основное влияние оказывает устойчивость горных пород, т.е. их способность сохранять равновесное состояние при появлении поверхностей обнажения.

Устойчивость горных пород зависит от их механических, прежде всего прочностных свойств, а также от структуры массива и его напряженного состояния.

По устойчивости различают следующие горные породы:

- весьма неустойчивые, которые не могут находиться в равновесии без крепления при обнажении кровли и боков выработки; к ним относятся сыпучие, рыхлые, плавунные породы, эти породы обрушаются самопроизвольно вслед за продвижением забоя;
- неустойчивые, допускают небольшие по площади обнажения кровли и боков выработки в призабойном пространстве шириной до 1 м в течение нескольких часов; требуют прочного поддержания непосредственно после выемки пород;

- средней устойчивости, допускают обнажение без поддержания непосредственно после выемки в призабойном пространстве шириной до 2 м; необходимость поддержания появляется со временем, при выемке пластов угля — в течение одних суток;
- устойчивые, допускают значительные обнажения и нуждаются в креплении лишь в отдельных местах, при выемке угольных пластов — сохраняют устойчивость в призабойной полосе шириной до 3 м в течение двух суток;
- весьма устойчивые, допускают большие площади обнажения и не требуют поддержания, при выемке угольных пластов они сохраняют устойчивость в призабойной полосе шириной 5—6 м длительное время.

4.2.1. Поддержание выработок посредством придания им специальной формы поперечного сечения

Форму и размеры поперечного сечения горных выработок выбирают в зависимости от свойств окружающих горных пород, величины и направления действия максимальных сжимающих напряжений, назначения выработок и срока их службы.

Формы поперечного сечения горных выработок большой протяженности, таких как шахтные стволы, квершлагги, штольни, штреки, бремсберги, гезенки и другие показаны на рис. 4.3.

Наиболее устойчивой формой поперечного сечения выработки является круглая, применяющаяся при значительном всестороннем горном давлении; круглую форму поперечного сечения придают обычно вертикальным выработкам — шахтным стволам, капитальным рудоспускам, а также горизонтальным выработкам — штольням, тоннелям. При давлении, оказываемом преимущественно сверху, применяют арочную, трапецевидную, прямоугольную формы поперечного сечения выработок. Форма поперечного сечения камерных выработок, образующихся в результате выемки полезного ископаемого, обычно бывает прямоугольной, реже арочной. Устойчивость камер определяется их допустимыми размерами — высотой и шириной, — зависящими от свойств окружающих горных пород.



Рис. 4.3. Формы поперечного сечения горных выработок в зависимости от направления действующих в массиве наибольших напряжений:
а — круглая; *б* — подковообразная; *в* — арочная; *г* — овальная; *д* — трапецевидная; *е* — прямоугольная

4.2.2. Поддержание выработок креплением

Крепление горных выработок является наиболее распространенным способом их поддержания и представляет собой совокупность работ по возведению горной крепи. По отношению к горной крепи применяют также термины «шахтная», «рудничная», в тоннелестроении — «обделка».

Крепью называют искусственное сооружение, предназначенное для сохранения необходимых размеров выработок и предотвращения обрушения вмещающих пород. Крепь должна быть прочной и устойчивой, безопасной в пожарном отношении, дешевой, иногда водонепроницаемой. Хорошее состояние крепи горных выработок создает безопасные и удобные условия работы и передвижения горнорабочих, обеспечивает производительную работу подземного транспорта, нормальное проветривание выработок. Важным достоинством крепи является возможность механизации ее возведения и при необходимости демонтажа.

Конструкция крепи горной выработки должна быть такой, чтобы крепь взаимодействовала с окружающим выработку массивом, воспринимала его нагрузки и в то же время содействовала затуханию деформаций в горных породах. По этому признаку различают крепи *жесткие* — их возводят в горных выработках, находящихся в массивах с установившимся горным давлением, и *податливые*, которые возводят в выработках с неустановившимся горным давлением.

Материалы и изделия для крепления горных выработок

Для изготовления крепи горных выработок применяют бетон и железобетон, металлические сплавы, камни, полимерные и композиционные материалы, дерево.

Бетон — искусственный материал, образующийся в результате затвердевания смеси из песка, щебня или гравия, вяжущего вещества и воды, при изготовлении бетона в качестве вяжущего вещества применяют в основном цемент. В связи с тем, что свежеприготовленный бетон представляет подвижную массу, для его удержания в месте возведения крепи до затвердевания устраивают специальные ограждения из дерева или металла, называемые опалубкой. После затвердевания бетона опалубку убирают.

Железобетоном называют сочетание двух материалов: бетона и стали в виде прутьев, полос, решеток и сеток, называемых арматурой и работающих так, что силы растяжения воспринимаются элементами арматуры, а силы сжатия — совместно арматурой и бетоном. Железобетонную крепь различают монолитную и сборную. Монолитную крепь устанавливают следующим образом: на месте устройства крепи, как говорят, вяжут стальную арматуру, устанавливают опалубку и заполняют бетоном пространство между стенкой выработки и опалубкой. Элементы сборной железобетонной крепи — стойки, верхняки, соединительные детали — изготавливают на заводе, доставляют в горные выработки и в них устанавливают крепь.

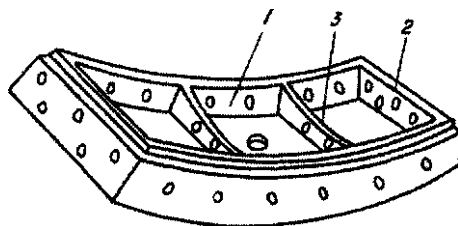


Рис. 4.4. Общий вид чугунного тубинга

Металлические сплавы — в основном сталь, иногда чугун — широко применяют для изготовления различных видов крепи. Для элементов крепи используют стальной прокат в виде балок, рельсов, специального профиля СВП, сеток, полос, уголка, а также специально изготовленных сегментов-тубингов, из которых собирают с помощью болтов сплошную тубинговую крепь. Тубинги, изготовленные из серого чугуна марок от СЧ-21 до СЧ-48, реже из стали, представляют собой цилиндрические сегменты (рис. 4.4), имеющие по периметру фланцы 1, 2 (борта), а также ребра жесткости 3. Отдельные сегменты и образованные из них кольца крепи соединяют между собой болтами. Масса тубинга составляет 600—1700 кг, длина сегмента— 1000—1500 мм.

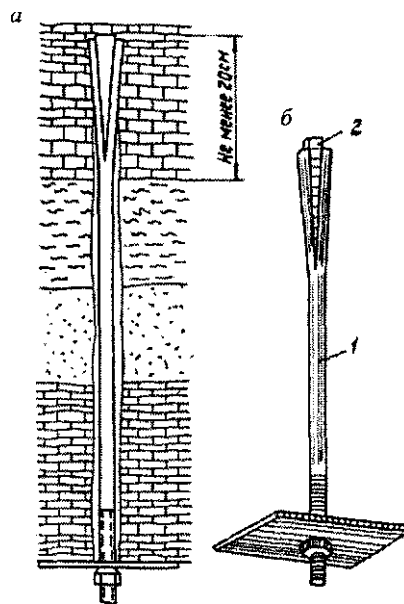


Рис. 4.5. Схема анкерного крепления (а) и клинощелевой штанги (б)

Стальные стержни применяют для изготовления клинощелевых штанг анкерной крепи, железобетонных и сталепolyмерных штанг. Наиболее простой по конструкции является *клинощелевая штанга* (рис. 4.5). Она состоит из стального стержня 1 диаметром 20—25 мм длиной до 3 м, на одном конце которого имеется продольная клинообразная прорезь (щель) шириной 3—5 мм. Для закрепления штанги в шпуре в прорезь на конце штанги вставляют клин 2, клином вперед штангу вставляют в шпур и наносят удары по выступающему из шпура концу штанги. При этом клин, внедряясь в прорезь, будет расширять ее и за счет распора в шпуре штанга закрепится в породе. На выступающем из шпура конце стержня гайкой закрепляют пластину, плотно прижимая ее к породе.

Разработаны анкеры из полимерных композиционных материалов, выдерживающие нагрузку на разрыв до 100 кН. Для крепления горных выработок широко используют *сталепolyмерные анкеры*, у которых стержень выполнен из арматурного прутка диаметром 16—20 мм, а крепежные детали — из полимеров. Для закрепления анкеров в шпурах и скважинах применяют цементно-песчаные растворы и полимерные составы.

Расширяется использование *полимерных и композиционных* порошковых, волокнистых и слоистых материалов, таких как стекловолокниты, стеклотекстолиты и другие для изготовления элементов крепи горных выработок, применяющихся в качестве затяжки кровли и стенок выработок, а также для устройства других ограждающих сооружений. Материалы и изделия из этих материалов обладают по сравнению с металлическими такими важными преимуществами, как коррозионная стойкость, меньшая плотность и соответственно меньшие масса и размеры изделий, а по сравнению с деревянными — стойкостью против гниения и огнестойкостью. Композиционные материалы имеют сравнительно высокие прочностные и упругие свойства. Стекловолокниты и стеклотекстолиты имеют плотность 1600—1900 кг/м³, при этом пределы прочности стекловолокнитов: $\sigma_{сж} = 130$ МПа; $\sigma_{раст} = 80+500$ МПа; $\sigma_{изг} = 120+250$ МПа; стеклотекстолитов: $\sigma_{сж} = 210+260$ МПа; $\sigma_{раст} = 250+600$ МПа; $\sigma_{изг} = 150+420$ МПа. Углепластики — материалы, состоящие из углеродных наполнителей в виде жгутов, лент, тканей и различных терморезистивных полимерных связующих, превосходят по усталостной и вибропрочности стали обыкновенного качества в 1,5—2 раза. Пределы прочности углепластиков $\sigma_{сж} = 1200$ МПа, $\sigma_{раст} = 1600$ МПа.

Древесину как материал для крепи горных выработок применяют, во-первых, при небольшом сроке службы подземных выработок, во-вторых, в качестве временной крепи до возведения постоянной из более долговечных материалов и, в-третьих, в качестве основной крепи для поддержания камерных выработок при использовании технологии слоевой выемки полезного ископаемого. Однако материалы из древесины имеют достаточно широкую область применения в качестве отдельных элементов в других видах крепи горных выработок. Это обусловлено свойствами древесины. Удельная прочность ее при растяжении вдоль волокон приблизительно такая же, как у высокопрочной стали и стеклопластика. Под удельной прочностью материала понимают отношение предела прочности к объемному весу. Древесина имеет достаточно высокую прочность при статическом изгибе $\sigma_{изг} \sim 0,7\sigma_{раст}$, она хорошо обрабатывается механическим инструментом.

Для крепления горных выработок применяют бревна диаметром более 12 см преимущественно из сосны и пиломатериал в виде досок, обрезных и необрезных, представляющих собой изделия толщиной не более 100 мм и шириной в три и более раз больше толщины; брусков — изделий толщиной < 100 мм, но в отличие от досок шириной меньше их трехкратной толщины; брусев — изделий, имеющих ширину и толщину более 100 мм; шпал — изделий в виде брусев из сосны, ели, лиственницы и пихты; горбыля, представляющего собой срезанные при распиловке боковые части бревен.

Пиломатериалы из хвойных пород деревьев изготавливают в заводских условиях длиной 1—6,5 м с градацией через 0,25 м; на местах применения изделия из древесины подгоняют под нужную длину.

Долговечность древесины существенно зависит от условий эксплуатации крепи в подземных выработках. Для предотвращения преждевременного гниения древесину обрабатывают специальными растворами таких веществ, как фтористый натрий (NaF), кремнефтористый натрий (Na_2SiF_6), хлористый цинк (ZnCl_2), медный купорос ($\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$), динитрофелат натрия $[\text{C}_6\text{H}_3(\text{NO}_2)_2\text{Na}]$ и многие другие. Большинство антисептиков токсичны. Одним из лучших антисептиков для шпал и других изделий, работающих в аналогичных условиях, является каменноугольное креозотовое масло, которое получают при дистилляции (при 250—280 °С) каменноугольного дегтя и применяют в нагретом до температуры 50—60 °С состоянии. Масло обладает сильным антисептирующим действием, не выщелачивается, не оказывает вредного действия на древесину и металл.

Каменные природные и искусственные материалы в виде кирпича, обработанных и необработанных блоков природного камня, формованных литых изделий из горных пород имеют ограниченное применение лишь при небольших объемах работ по устройству поддерживающих и ограждающих сооружений в горных выработках.

Виды, конструкции и применение металлических крепей

Металлическая крепь широко применяется для поддержания подготовительных и капитальных горных выработок, а также кровли очистных забоев при выемке пластообразных залежей.

Металлическая крепь для подготовительных и капитальных горных выработок применяется в виде сборных рамных конструкций и штанговой крепи.

Сборные рамные конструкции состоят из отдельных несущих рам, устанавливаемых с определенным интервалом вдоль выработки. Используют податливые и жесткие крепи арочного, кольцевого, трапецевидного типа.

Арочные податливые крепи — трех- и пятизвенные, применяют в породах средней устойчивости и в неустойчивых со смещением до 300 мм и более. Крепь состоит из отдельных арок, устанавливаемых с интервалом 0,4—1,2 м и соединяемых между собой в трех местах металлическими стяжками, пролеты между смежными арками перекрывают железобетонными, деревянными или металлическими затяжками. Арка трехзвенной арочной крепи (рис. 4.6) состоит из верхняка и двух боковых стоек. Звенья арки соединены между собой с помощью скоб, планок и гаек. Межрамные стяжки изготавливают из уголкового профиля; для опоры на почву внутри нижней части боковых стоек устанавливают специальные диафрагмы, в очень слабых породах арки опирают на деревянные башмаки. Податливость крепи обеспечивается за счет скольжения верхняка и стоек в местах их соединения при нагрузках, превышающих силу трения.

Рис. 4.6. Арочная металлическая податливая крепь:

a — трехзвенная; *b* — пятизвенная; *J* — верхняя; 2 — боковые стойки; 3 — податливые ножки; 4, 5, 6 — скобы, планки, гайки; 7 — межрамные стяжки; 8 — диафрагма

Кольцевая податливая крепь (рис. 4.7) применяется в неустойчивых горных породах, при пучении почвы и значительном всестороннем давлении. Крепь состоит из четырех сегментов, соединенных узлами податливости; кольцевые рамы крепи скреплены между собой межрамными стяжками.

Арочная жесткая крепь (рис. 4.8) выполняется из отдельных арок, каждая из которых собирается из двух криволинейных элементов 1, изготавливаемых из двутавровых балок и соединяемых между собой планками 2 и болтами 3.

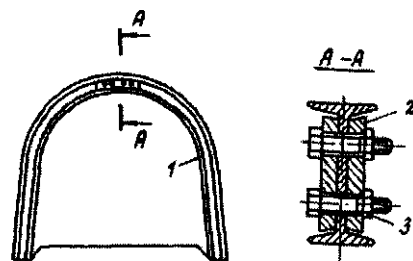
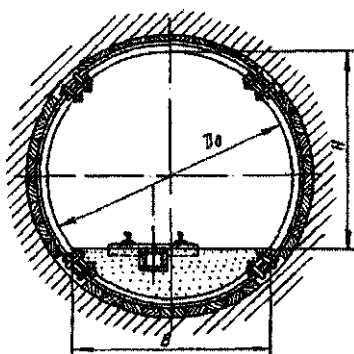


Рис. 4.8. Арочная металлическая жесткая крепь

Рис. 4.7. Кольцевая металлическая податливая крепь

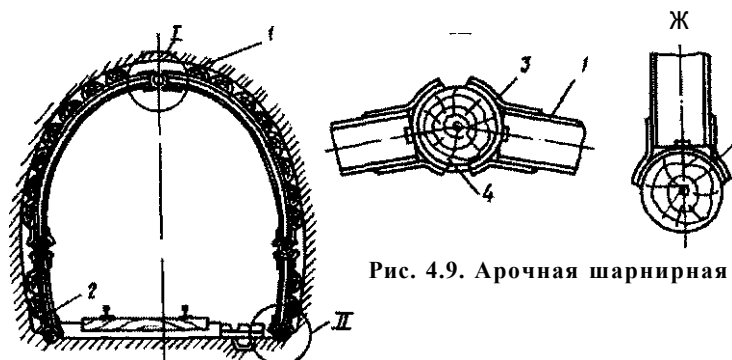


Рис. 4.9. Арочная шарнирная крепь

Арочная шарнирная крепь (рис. 4.9) состоит из изогнутых двутавровых балок или рельсов 1, стоек 2 с приваренными к ним башмаками 3, которые, охватывая деревянный прогон 4, образуют шарнир. По длине каждого прогона (бревна) монтируют две-три арки, прогоны по длине соединяют между собой скобами.

Металлическая крепь для очистных забоев является одним из основных компонентов комплексов оборудования, применяемого при выемке полезных ископаемых из пластов и пластообразных залежей угля, руд и солей. От качественного и своевременного крепления очистного забоя зависит не только производительная работа людей и механизмов, но и безопасность работ.

По принципу работы и конструктивному исполнению все металлические крепи разделяют на индивидуальные и механизированные.

Индивидуальная крепь состоит из несущих и поддерживающих элементов — стоек и верхняков, устанавливаемых совместно и разбираемых полностью или частично при переноске. Индивидуальную крепь различают призабойную и посадочную (рис. 4.10).

Призабойная крепь представляет собой стойки, установленные под верхняками правильными рядами вдоль забоя. Назначение призабойной крепи — предотвращение обрушения пород кровли в процессе выемки полезного ископаемого. В призабойной крепи применяют стойки трения и гидравлические. Наиболее широкое использование имеют гидравлические стойки (рис. 4.11), состоящие из внешнего цилиндра — корпуса, внутри которого размещена выдвижная часть — шток с поршнем и насосом. При установке стойки рабочая жидкость перекачивается насосом из выдвижной части в полость корпуса, раздвигая стойку и распирая ее между почвой и кровлей горной выработки. При повышении горного давления часть рабочей жидкости может перелиться из полости корпуса в выдвижную часть стойки через разгрузочный клапан. Металлические верхняки представляют собой литую или сварную балку коробчатого поперечного сечения, на концах которой находятся соединительные устройства: вилка и проушина; с помощью этих устройств верхняки соединяют между собой, образуя над стойками сплошную ленточную крепь.

НПК «ГОРНЫЕ МАШИНЫ» ЛЕНЧОВСКИЕ МАШИНЫ

Научно-производственная компания «Горные машины» (Украина, Донецк) координирует деятельность следующих широко известных предприятий угольного машиностроения:

- ЗАО «Горловский машиностроитель» (очистные, проходческие комбайны, насосные станции, запасные части к ним);
- ОАО «Дружковский машиностроительный завод» (механизированные крепи, скребковые конвейеры, электровозы аккумуляторные, шкивы копровые, цепные толкатели ТЦНМ, вагонетки шахтные грузовые и пассажирские);
- ОАО «Донецкгормаш» (ленточные и скребковые конвейеры, шахтные подъемные машины, вентиляторы главного проветривания, клетки шахтные НОВ и КНМ, скипы СН, СНМ, различные подвесные устройства);
- ОАО «Донецкий энергозавод» (подстанции типа КТПВ, автоматические выключатели АВ, пускатели взрывозащищенные ПВР);
- ОАО «Каменский машиностроительный завод» — ведущий в России производитель механизированных крепей для горной промышленности.

Компания тесно и плодотворно сотрудничает с такими научно-исследовательскими и проектно-конструкторскими институтами, специализирующимися в области машиностроения, как «Донгипроуглемаш», Украинский научно-исследовательский институт взрывозащищенного электрооборудования (УкрНИИВЭ), «Автоматгормаш» им. В.А. Антипова и др.

Компания имеет мощную инженерную базу, которая позволяет выполнять комплексные заказы, начиная от проектных разработок до изготовления, поставки, инженерного и сервисного сопровождения.

Главные направления деятельности НПК «Горные машины» — создание и поставка очистных комплексов, обеспечение комплексных поставок оборудования, постоянное обновление номенклатуры выпускаемой техники, ее адаптация к сложным горно-геологическим условиям разрабатываемых месторождений, обеспечение соответствия производимого оборудования требованиям заказчика и решение поставленных им задач.

НПК «Горные машины» сегодня — это около 400 наименований горно-шахтного оборудования в более чем 2500 модификациях. Имеет дипломы за успешное участие в международных выставках и международную награду «Европейское качество». Лауреат всеукраинского конкурса «Бизнес-Олимп». Награждена золотой медалью за разработку и создание современных образцов новой техники для ведения горных подготовительных и очистных работ в угольных шахтах. Удостоена многих других престижных национальных и международных наград.

Информация для специалистов

**Механизированная щитовая двухстоечная
однорядная крепь ДМ**

Крепь механизированная ДМ® агрегатированная, поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей в призабойном пространстве лавы при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами УКД300, УКД200/250, КБТ, КА80, КА200, 1К103М, 1К101У, 1К101УД, РКУ10 и конвейерами КСД26, КСД26В, СПЦ26, СП26, СП26У, СП36, СП37, СП250, СП251, СП301М/90УЭ, СПЦ163.



в составе комплексов с комбайнами УКД300, УКД200/250, КБТ, КА80, КА200, 1К103М, 1К101У, 1К101УД, РКУ10 и конвейерами КСД26, КСД26В, СПЦ26, СП26, СП26У, СП36, СП37, СП250, СП251, СП301М/90УЭ, СПЦ163.

Область применения крепи — пласты мощностью 0,85—1,75 м (два типоразмера) с углами падения до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с легкой кровлей по ГОСТ 28597—90 и сопротивлением почвы вдавливанию не менее 1,5 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли, до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Показатели	ДМ	2ДМ
Мощность обслуживаемых пластов, м	0,85—1,5	0,95—1,75
Удельное сопротивление поддерживаемой площади, кН/м ²	385—505	395—510
Сопротивление секции, кН	2100—2800	
Усилие при передвижке, кН:		
секции	300	
конвейера	180	
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:		
при предварительном распоре	106—115	
при жестком замыкании	300—400	
Шаг установки секций, м	1,5	
Шаг передвижки секций, м	0,63; 0,7; 0,8	
Габаритные размеры секции, мм:		
высота секции min-max	610—1500	730—1750
ширина	1440	
длина, не более	4700	4800
Масса секции, кг, не более	7450	770
Разработчик — ГП «Донгипроуглемаш»		
Изготовитель — ОАО «Дружковский машиностроительный завод»		

**Механизированная щитовая двухстоечная
однорядная крепь ДТМ**

Крепь механизированная ДТМ агрегированная, поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей в призабойном пространстве лавы при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами КДК500, КДК700, 1КШЭ и конвейерами КСД27, КСД29, СПЦ271, СПЦ230, СП301М/90 и СП326.



Область применения крепи — пласты мощностью от 2,1 до 4,5 м (два типоразмера) с углами наклона до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с тяжелой кровлей по ГОСТ 28597—90 и сопротивлением почвы вдавливанию не менее 2,5 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли, до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Показатели	ДТМ	2ДТМ
Мощность обслуживаемых пластов, м	2Д—3,5	2,4—4,5
Удельное сопротивление поддерживаемой площади, кН/м ²	110—1200	1060—1150
Сопротивление секции, кН	8400—9100	8480—9070
Усилие при передвижке, кН:		
секции		644
конвейера		310
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:		
при предварительном распоре	400—415	330—340
при жестком замыкании		
Шаг установки секций, м	630—740	690—800
Шаг передвижки секций, м	0,63; 0,8	0,8
Габаритные размеры секции, мм:		
высота секции min-max	1710—3500	2000—4500
ширина		1650
длина, не более	6230	6770
Масса секции, кг, не более	21 500	26 500
Разработчик — ГП «Донгипроуглемаш»		
Изготовитель — ОАО «Дружковский машиностроительный завод»		

Информация для специалистов

Механизированная щитовая двухстоечная однорядная крепь ДТР

Крепь механизированная ДТР агрегатированная, поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей в призабойном пространстве лавы при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами УКД300, КДК400, КДК500, КДК700, РКУ10, РКУ13, 1ГШ68, 2ГШ68Б, КШ1КГУ, КШЭ и конвейерами КСД26В, КСД27, КСД29, СП36, СПЦ271, СПЦ230, СП301М/90, СП326.

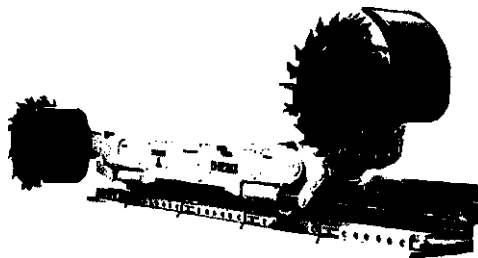
Область применения крепи — пласты мощностью от 1,1 до 3,5 м (три типоразмера) с углами падения до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с тяжелой кровлей по ГОСТ 28597—90 и сопротивлением почвы вдавливаю не менее 2,5 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли, до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Показатели	1ДТР	2ДТР	3ДТР
Мощность обслуживаемых пластов, м	1,1—1,55	1,45—2,45	2,10—3,5
Удельное сопротивление поддерживаемой площади, кН/м ²	850—1000	950—1050	900—1000
Сопротивление секции, кН	5030—5800	5440—6000	5520—6000
Усилие при передвижке, кН:			
секции		3,92	500
конвейера		230	290
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:			
при предварительном распоре	205—230	230—250	220—240
при жестком замыкании	670—810	750—890	710—850
Шаг установки секций, м		1,5	
Шаг передвижки секций, м	0,63; 0,7; 0,8	0,63; 0,8	0,8
Габаритные размеры секции, мм:			
высота секции min-max	880—1550	1200—2450	1750—3500
ширина		1440	
длина, не более	5030	5390	6340
Масса секции, кг, не более	10 500	11 500	17 500
Разработчик — ГП «Донгипроуглемаш»			
Изготовитель — ОАО «Дружковский машиностроительный завод»			

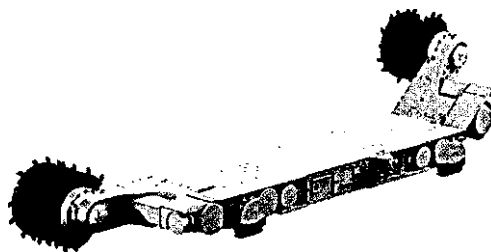
Комбайн очистной КДК500 (КДК600)

Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов типа МКД90, МКД90Т, МКДД, МДТ, МДТР, МДТМ с конвейерами КСД26В, КСД27, КСД29, СП37, СПЦ230, СПЦ271, СП326 в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 1,35—3,2 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.



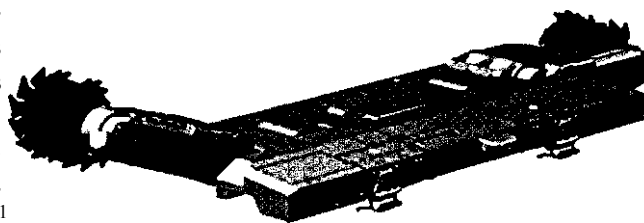
Комбайн очистной КДК400

Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов типа МКД80, МКД90, МКД90Т, МДМ, МКДД, МДТ, МДТР с конвейерами КСД26, КСД26В, СП26У, СПЦ26, КСД27, СП251, СПЦ163, СПЦ230, СПЦ271 в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 1,1—2,1 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.



Комбайн очистной УКД300

Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов МКД90, МКД90Т, МДМ, МКДД, МДТ, МДТР с конвейерами КСД26В, СП36 в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 0,85—1,5 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.

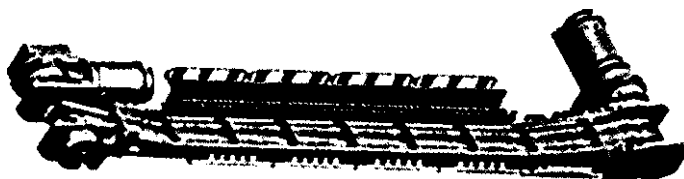


Область применения данных комбайнов по устойчивости кровли пласта и другим факторам определяется областью применения механизированных комплексов, в состав которых входит комбайн.

Основные параметры и размеры

Показатели	КДК500 (КДК600)	КДК400	УКД300
Производительность в зависимости от сопротивляемости угля резанию, т/мин	8—18	7—11	4,5—0
Суммарная номинальная мощность электропривода, кВт	597,5 (697,5)	467,5	420
В том числе:			
привода исполнительных органов	2x250 (2x300)	2x200	2x180
привода подачи	2x45	2x30	2x30
привода насосной установки	7,5	7,5	
Номинальное напряжение электропривода, В	1140	1140	1140
Диаметр исполнительного органа, мм	1120; 1250; 1400; 1600; 1800	1000; 1120; 1250	800; 900; 1000; 1120; 1250
Ширина захвата, мм	630; 800	630; 800	700
Механизм подачи	БСП	БСП	БСП
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	20	14	12
Максимальное тяговое усилие, кН	450 (2x225)	360(2x180)	300
Основные размеры, мм, не более:			
длина по осям исполнительных органов	8620	7200	7440
минимальная высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	950; 1150	770	
Масса комбайна, кг, не более	28 000 (33 500)	21 500	19 000—21 000

Конвейер шахтный скребковый КСД27



Предназначен для транспортирования угля из очистных забоев длиной до 300 м из пластов мощностью свыше 1,2 м, подвигающихся по простиранию с углом падения до 35°, а по падению или восстанию до 10°, оборудованных механизированными комплексами 2МКД90, 3МКД90, 2МКД90Т, 3МКД90Т, 1МКДД, 2МКДД, МДМ, 1МДТ, 2МДТ с очистными комбайнами типа КДК500, КДК700, РКУ10, РКУ13, 1ГШ68, 2ГШ68Б.

Основные конструктивные особенности конвейера КСД27:

- связь электродвигателя с редуктором торсионным валом;
- редукторы приводов блочной конструкции двух типов: планетарный и комбинированный, оба с водяным охлаждением, унифицированы выходным планетарным блоком;
- комбинированный редуктор оснащен храповым устройством или червячным механизмом для натяжения тягового органа;
- имеет исполнение с лобовой и боковой разгрузкой;
- разъемные звезды, легкодоступные цепесъемники;
- автоматизированная система управления с функциями диагностики и контроля.

Основные параметры и размеры

Показатели	КСД27
Производительность, т/ч (т/мин)	960(14)
Длина конвейера в поставке, м	До 300
Число электродвигателей, расположение приводных блоков	Два-три, одностороннее, разностороннее
Электродвигатели:	
номинальная мощность, кВт	2—3х65/200
напряжение питания, В	1140
Скорость движения тягового органа, м/с:	
основная (рабочая)	1,08
вспомогательная (маневровая)	0,36
Тяговой орган:	
число и расположение цепей	Две в центре с расстоянием по осям
тип цепи (калибр, шаг, класс прочности)	160 мм 30х108-С, Д
шаг установки скребков, мм	1080
Рештачный став (по боковинам), мм	
высота профиля	255
ширина рештака	754
длина рештака	1500
ресурс, млн т	3,0
Разработчик — ГП «Донгипроуглемаш» Изготовитель — ОАО «Донецкормаш»	

Информация для специалистов

Шахтные барабанные подъемные машины

с диаметром барабана < 3 м, > 3 м



Предназначены для подъема и спуска людей и грузов по вертикальным стволам и наклонным горным выработкам. Выпускаются с электрооборудованием в нормальном и взрывобезопасном исполнении.

Основные параметры и размеры

Показатели	Ц-1,6х 1,2 АР	2Ц-1,6х0,8	Ц-2х 1,5 АР	2Ц-2х 2АР	Ц-2,5х 1,1
Барабан:					
диаметр, мм	1600	1600	2000	2000	2500
ширина, мм	1200	800	1500	1120	2000
Статическое натяжение каната, кН	40	40	63	63	90
Разность статических натяжений канатов, кН	40	40	63	63	90
Максимальная скорость подъема, м/с	4,5	4,5	5,6	5,6	7,5
Максимальная мощность электрического двигателя, кВт	160	160	315	315	630
Максимальная масса, т	15	17	28	35	44

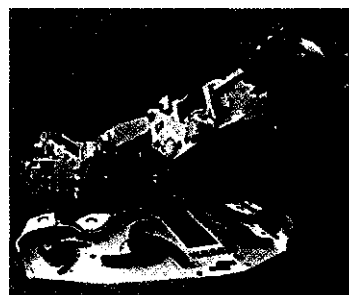
Продолжение табл.

Показатели	2Ц-2,5х1,2	Ц-3х 2,2АР	2Ц-3х 1,5	Ц-3,5х2,4	2Ц-3,5х1,8
Барабан:					
диаметр, мм	2500	3000	3000	3500	3500
ширина, мм	1200	2200	1500	2400	1800
Статическое натяжение каната, кН	90	140	140	200	200
Разность статических натяжений канатов, кН	75	140	90	200	180
Максимальная скорость подъема, м/с	7,5	9	9	11,2	11,2
Максимальная мощность электрического двигателя, кВт	630	1250	800	2х1250	2х1250
Максимальная масса, т	52	63	74	105	120
Разработчик — ГП «Донгипроутлемаш»					
Изготовитель — ОАО «Донецкгормаш»					

Показатели	ЦШ-2,55х4	ЦШ-3,25х4	ЦШ-4х4	ЦШ-5х4	ЦШ-5х8М
Скорость подъема, м/с:					
с редуктором	12,5	14,5	14,5	Х	Х
без редуктора	14	16	18	18	16
Максимальное статическое натяжение канатов, кН	320	600	800	1400	2500
Разность статических натяжений канатов, кН	125	200	250	355	630
Диаметр канатоведущего шкива, мм	2250	3250	4000	5000	5000
Число подъемных канатов	4	4	4	4	8
Диаметр отклоняющегося шкива, мм	2000	2000	3000	3000	3000
Мощность электродвигателя (наибольшая), кВт	1500	2х1500	2х2000	5500	2х5500
Высота подъема (номинальная расчетная), м	900	1200	1000	1600	1600
Масса (без редуктора), т	44	70	84	165	240

Комбайн проходческий КПД

Предназначен для разрушения массива горных пород, уборки и транспортировки разрушенной горной массы при проходке подготовительных выработок арочной, трапециевидной и прямоугольной формы площадью поперечного сечения от 11 до 35 м² с углом наклона $\pm 120^\circ$ по углю и смешанному забою с максимальным пределом прочности разрушаемых пород до 100 МПа и абразивностью пород до 15 мг в шахтах, опасных по газу (метану) и пыли.



Машина поддиро-погрузочная МПР

Предназначена для механизации процессов поддирки и погрузки горной массы при восстановлении сечения горизонтальных и наклонных ($\pm 12^\circ$) горных выработок с максимальным пределом прочности разрушаемых пород до 70 МПа и абразивностью до 15 мг в шахтах, опасных по газу и пыли. Машина может использоваться для проведения нарезных выработок при мощности пласта 1,4—3,5 м.

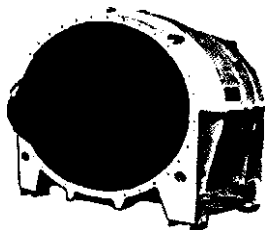


Основные параметры и размеры

Показатели	кпд	МПР
Исполнительный орган	Стреловидный, телескопический с поперечно-осевыми или продольно-осевой коронками	Стреловидный, телескопический поворотный с поперечно-осевыми коронками
Производительность, м ³ /мин	0,3—1,7 (2,1)*	0,23—0,68
Размах стрелы, мм:		
по ширине	7000	5400
по высоте	5200	3500
Габаритные размеры, мм:		
ширина по гусеницам	2650	1350
ширина по питателю/с уширителем	3200/4800	
высота	1900	1200
длина	11 000	10 500
Суммарная номинальная мощность электродвигателей, кВт	210 (232)*	110
Номинальная мощность электродвигателя исполнительного органа, кВт	75, 90, 110, 132	55
Масса, т	41	23
Номинальные параметры питающей сети:		
напряжение, В	660/1140	
частота тока, Гц	50	
Управление	Ручное, дистанционное	
Разработчик — ГП «Донгипроуглемаш» Изготовитель — ОАО «Горловский машиностроитель»		
* В скобках указаны параметры для исполнения с электродвигателем исполнительного органа 132 кВт.		

Информация для специалистов

Вентиляторы центробежные и осевые



Предназначены для главного проветривания шахт и рудников горно-добывающей промышленности. Могут также применяться в вентиляционных системах предприятий металлургической, химической и других отраслей промышленности для перемещения воздуха и неагрессивных газов при соответствии условий эксплуатации.

Основные параметры и размеры

Показатели	ВЦД-42,5	В021П
Рабочее колесо:		
диаметр, мм	4250	2100
частота вращения, мин ⁻¹	500:125	1000
Подача в рабочей области, м ³ /с	100:760	30:160
Статическое давление в рабочей области, даПа	86:880	140:450
Масса вентилятора, т:		
без КСРП и без электрооборудования	75	9,5
с КСРП без электрооборудования	125	18,7
Мощность электропривода, кВт	6300	
Изготовитель — ОАО «Донецкгормаш»		

Продолжение табл.

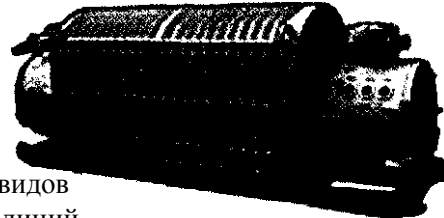
Показатели	ВЦД-47,5УМ	ВЦ-31,5М2	ВЦЦ-31,5М2
Рабочее колесо:			
диаметр, мм	4750	3150	3150
частота вращения, мин ⁻¹	500:375	600:500	600:520
Подача в рабочей области, м ³ /с	130:600	45:170	85:320
Статическое давление в рабочей области, даПа	325:940	220:620	220:620
Масса вентилятора, т:			
без КСРП и без электрооборудования	76	18,2	31,8
с КСРП без электрооборудования	110	27,4	42,7
Мощность электропривода, кВт	4000	1250	1600
Изготовитель — ОАО «Донецкгормаш»			

Окончание табл.

Показатели	ВОД 30М2	ВОД 40М2
Рабочее колесо:		
диаметр, мм	3000	4000
частота вращения, мин ⁻¹	600:500	375
Подача в рабочей области, м ³ /с	50:270	90:380
Статическое давление в рабочей области, даПа	120:510	60:310
Масса вентилятора, т:		
без КСРП и без электрооборудования	26,5	37,5
с КСРП без электрооборудования	38,5	54
Мощность электропривода, кВт	1600	1600
Изготовитель — ОАО «Донецкгормаш»		

**Подстанции трансформаторные взрывобезопасные
комплектные передвижные**

Предназначены для электроснабжения трехфазным переменным током напряжением 1140/660В трех линий электроприемников, устанавливаемых в подземных выработках, опасных по газу (метану) и угольной пыли, а также для обеспечения различных видов защит дифференцировано на каждой из трех линий.



Основные параметры и размеры

Показатели	ТВКП-1000/6	КТПВ-100/6	КТПВ-1250/6
Номинальная мощность кВА	1000	100	1250
Частота, Гц	50		
Номинальное напряжение ВН, кВ	6,0	6,0	6,0
Диапазон регулирования напряжения, %	±5	±5	±5
Номинальное напряжение НН, кВ	1,2/0,69	0,4/0,69	1,2
Схема и группа соединения обмоток силового трансформатора	Д/У-П, Д/Д-0	У/Д-11; У/У-0	Д/У-п
Способ, диапазон регулирования напряжения		ПБВ+5%	ПБВ+5%
Напряжение короткого замыкания, приведенного к температуре +115°C, кВт	4,5	3,0	5,5
Потери короткого замыкания при 115°C, кВт	6,5		
Потери холостого хода, кВт	2,5		
Габаритные размеры LxVxH, мм	3870x880x1435	2930x990x1170	3850x1170x1475
Масса, т	6,4	1,58	7,0
Изготовитель — ОАО «Донецкий энергозавод»			

Электрическая схема подстанции обеспечивает:

- защиту электрической сети от опасных утечек тока на землю высоковольтным выключателем, в том числе в комбинированной сети;
- защиту от токов короткого замыкания каждого присоединения;
- защиту от токов короткого замыкания на стороне ВН;
- контроль напряжения, тока и потребления электроэнергии с возможностью передачи этих данных на диспетчерский пункт шахты;
- однократное автоматическое повторное выключение (АПВ) коммутационного аппарата ВН при срабатывании защиты от утечек тока и МТЗ в одном из присоединений НН;
- возможность подключения микропроцессорного блока индикации, контроля и передачи данных в систему АСУ ТП шахты.

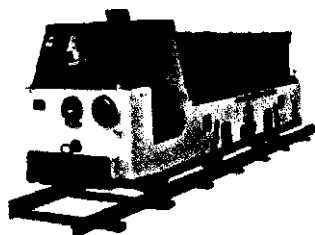
Коммутационные аппараты:

- сторона ВН — вакуумный автоматический выключатель ВВ-TEL 10-20/1000 (фирма «Гаврида электрик»);
- сторона НН — два вакуумных контактора КМ19Р-39, 630А 1140В и один КМ-17РЗЗ, 160А, 1140В (ГП «Полярон», г. Львов).

Гарантийный срок эксплуатации — 24 месяца со дня ввода в эксплуатацию.

Информация для специалистов

Электровозы аккумуляторные



Предназначены для транспортирования составов вагонеток по подземным железным дорогам узкой колеи в главных откаточных выработках шахт, опасных по газу и пыли, где разрешена эксплуатация электровозов в рудничном исполнении повышенной надежности РП, П. Электровозы предназначены также для работы при температуре окружающей среды от -20 до + 40°C, относительной влажности воздуха (98+2)% на высоте до 2000 м над уровнем моря.

Основные параметры и размеры

Показатели	AB8T
Масса, кг	8500
Параметры часового режима:	
мощность суммарных тяговых двигателей, кВт	28,2
скорость, м/с (км/ч)	2,0(7,6)
сила тяги, кН	12,3
Параметры продолжительного режима:	
мощность двигателей, кВт	14,5
скорость, м/с (км/ч)	2,9(10,4)
сила тяги, кН	4,6
Номинальная энергоемкость аккумуляторной батареи, кВт ч, не менее	50,9
Жесткая база, мм	1200+5
Диаметр колеса по ободу катания, мм	680+2
Клиренс, мм	100
Основные габаритные размеры, мм, не более:	
длина по буферам	4550
ширина	1050, 1350
высота	1600
Скорость конструкционная, м/с (км/ч)	6,0(21,6)
Коэффициент тяги	0,107
Изготовитель - ОАО «Дружковский машиностроительный завод»	

Окончание табл.

Показатели	АМ8Д		2АМ8Д	
Колея, мм	550; 575; 600	750; 900	600	900
Масса, т	8,05	8.7	16,4	17,6
Длина, мм	4550		9470	
Высота, мм	1415		1415	
Ширина, мм	1055	1355	1055	1355
Жесткая база, мм	1200		1200	
Клиренс, мм	100		100	
Тяговая мощность двигателей, кВт	21	26	42	52
Сила тяги, кН	12,1	12,2	24,1	24,4
Скорость, км/ч	5,7	6.8	5,7	6,8
Мощность двигателей, кВт	11,2	13,4	22,4	26,8
Сила тяги, кН	4,67	4,61	9,34	9,22
Скорость, км/ч	8,2	10	8,2	9,22
Система управления	Безреостатная с секционированием батарей		Безреостатная с секционированием батарей	
Система торможения	Электродинамическая колодочная		Электродинамическая колодочная	
Источник энергии	Аккумуляторные батареи		Аккумуляторные батареи	
Изготовитель - ОАО «Дружковский машиностроительный завод»				

КОМПАНИЯ TEREX O&K

Информация для специалистов

Щ Т Е R E X | О & К

Компания TEREX O&K специализируется на производстве гидравлических экскаваторов для открытых горных работ и является признанным мировым лидером в этой области.

Компания основана в 1876 году двумя немецкими инженерами Benno Orenstein и Arthur Koppel. Первые буквы их фамилий вошли в название компании O&K.

Первой машиностроительной продукцией компании было железнодорожное оборудование, такое как паровые локомотивы, опрокидные вагонетки, узкоколейные вагонетки.

История производства экскаваторов начинается в начале XX века и включает в себя следующие основные этапы:

- 1904 год — первая многоковшовая землечерпалка;
- 1922 год — первый экскаватор с паровым двигателем;
- 1926 год — первый экскаватор с электродвигателем;
- 1953 год — первый экскаватор на базе автомобиля;
- 1961 год — первый гидравлический экскаватор;
- 1997 год — самый большой в мире гидравлический экскаватор

массой 1 000 тонн.

Номенклатура горных экскаваторов TEREX O&K включает в себя 7 моделей экскаваторов массой от 110 до 1 000 тонн, каждая модель может выпускаться в двух исполнениях: прямая или обратная лопата.

Экскаваторы TEREX O&K имеют следующие конструктивные особенности, позволяющие добиваться лучших показателей в отрасли:

- концепция установки двух двигателей обеспечивает при кратковременном прекращении работы одного из двигателей полную работоспособность экскаватора с применением другого двигателя;
- оригинальная система управления насосами позволяет оптимально использовать установленную мощность двигателя и достигать максимального гидравлического коэффициента полезного действия;
- бортовая система контроля следит за всеми важными параметрами работы экскаватора, а также за данными по расходу эксплуатационных материалов, сроками техобслуживания и выводит эти данные на экран монитора, находящийся в кабине машиниста.

В 2005 году компании CATERPILLAR и TEREX O&K заключили соглашение о стратегическом сотрудничестве, в рамках которого продажа и техническое обслуживание горных экскаваторов TEREX O&K будет осуществляться через дилеров компании CATERPILLAR, представленных по всему миру.

Информация для специалистов



Окончание табл.

Показатели	RH200	RH340
Рабочая масса, т:		
прямая лопата	522	552
обратная лопата	535	547
Мощность двигателя SAE J 1995, кВт	1880	1880
Вместимость ковша, м ³ :		
прямая лопата	26	34
обратная лопата	28	34
Стандартное гусеничное звено, мм	1400	1400
Рабочая масса, кг	522 000	552 000
Удельное давление на грунт, Н/см ²	25,6	24,7
Мощность полная max, кВт	2240	2240
Количество цилиндров	12	12
Диаметр цилиндра, мм	159	159
Ход поршня, мм	159	159
Объем двигателя, л	37,8	37,8
Вместимость топливного бака, л	10 700	10 700
Диаметр вентиляторов, мм	4x1170	4x1170
Скорость передвижения, км/ч:		
1 передача	1,6	1,5
2 передача	2,3	2,0
Внутренние размеры кабины, мм:		
длина	2200	2200
ширина	1600	1600
высота	2150	2150
Рабочее освещение	8 ксеноновых фар	8 ксеноновых фар

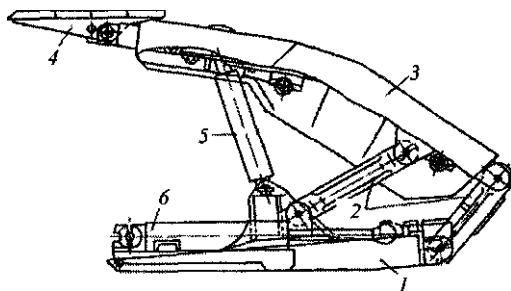


Рис. 4.13. Секция механизированной крепи: 1 — основание; 2 — четырехзвенник; 3 — перекрытие; 4 — козырек; 5 — гидростойка; 6 — гидродомкрат передвижения

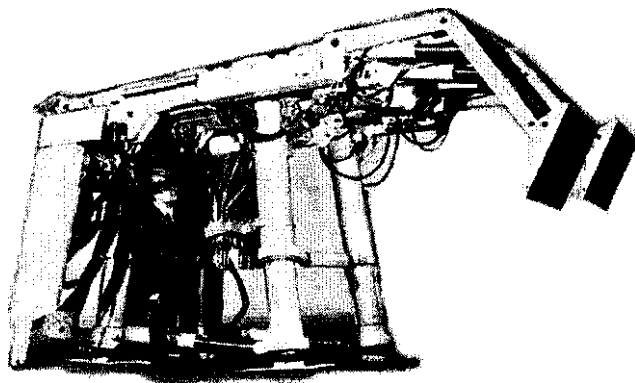
вливают обычно в один ряд параллельно линии забоя по границе призабойного пространства. Передвижку крепи на место установки осуществляют вручную. Установка крепи заключается в выдвижении основного винта до соприкосновения насадки с кровлей путем вращения винта с помощью рычага в виде ломика, вставляемого в отверстие на боковой поверхности винта, расклинивании стойки с помощью горизон-

тального клина и ее распора с использованием настроечного винта.

Посадочные стойки выпускают семи типоразмеров для пластов мощностью от 0,45 до 2 м, масса посадочной стойки от 96 до 367 кг.

Механизированные крепи различают *секционные*, состоящие из отдельных секций без постоянных силовых и кинематических связей между собой и другим оборудованием очистного забоя; *комплектные*, состоящие из двух и более комплектов секций, подвижно связанных между собой; *агрегатные*, состоящие из отдельных секций, имеющих постоянную силовую и кинематическую связь между собой и другим оборудованием очистного забоя. Процессы передвижки и установки этих крепей механизированы.

Механизированная крепь является самопередвигающейся. Она ограждает призабойное пространство, управляет обрушением налегающих пород и передвигает став призабойного скребкового конвейера вслед за продвижением очистного забоя. Механизированные крепи в основном гидрофицированы. Крепь должна обеспечивать выполнение всех технологических операций со скоростью, не менее максимальной скорости движения очистного комбайна, во взаимосвязи с которым она работает. Между стойками крепи следует оставлять для людей свободный проход шириной $> 0,7$ м и высотой $> 0,4$ м. Секция механизированной крепи является ее основной структурной компонентой.

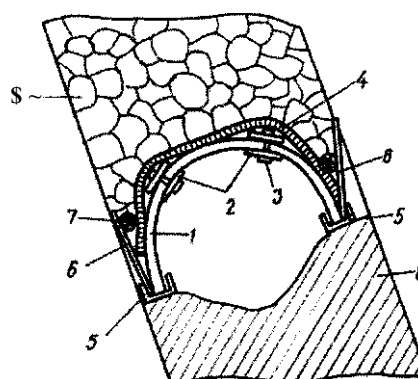


В состав секции входят верхнее перекрытие, одна или несколько гидравлических стоек, основание и один или два гидравлических домкрата передвижения (рис. 4.13, 4.14).

Рис. 4.14. Секция механизированной крепи М145

Рис. 4.15. Арочная щитовая крепь:

1 — металлическая арка; 2 — соединительные полосы; 3 — болтовое соединение; 4 — металлическая сетка; 5 — опорные балки; 6 — прогоны; 7 — деревянные брусья; 8 — угольный пласт; 9 — обрушенные породы



Выпускают механизированные крепи различных конструкций для пластов угля мощностью от 0,7 до 6 м с углом залегания от 15 до 35°; высота секций составляет от 500 до 6000 мм, масса одной секции — от 1,7 до 25 т; давление рабочей жидкости в напорной системе — от 14 до 50 МПа.

К основным типам применяемых механизированных крепей относят крепь 1М-103 для пластов мощностью 0,7—1,2 м, крепь М87Э для пластов мощностью 1,1—1,2 м, крепь ОКП для пластов мощностью 1,85—3 м, крепь УКП для пластов мощностью 1,2—4,0 м и др. Перспективными крепями являются механизированные крепи с двухстоечными секциями типа 1М144Б, М173, М174.

Металлические щитовые крепи применяют для ограждения очистных работ на крутопадающих пластах угля. При ведении выемочных работ по падению пласта сверху вниз для передвижения крепи используют собственный вес щитовой крепи и давление налегающих обрушенных пород. Например, при разработке угольных пластов мощностью 2,3—2,5 м используют арочную щитовую крепь (рис. 4.15), состоящую из арок, установленных на опорные балки и соединенных между собой металлическими полосами, стянутыми болтами; сверху на щит укладывают металлическую сетку.

Виды, конструкции и применение крепей на основе бетонов

Бетонная, железобетонная и каменная крепи представляют собой сплошные оболочки горной выработки, жестко или податливо связанные внешними поверхностями с окружающими породами.

В **горизонтальных и пологих выработках** применяют **бетонную крепь**, главным образом, *сводчатой* формы (рис. 4.16, а). Свод воспринимает давление пород сверху, передает его на стенки, которые служат опорами свода и удерживают боковые породы от обрушения; стенки свода опираются на фундаменты, уложенные в почве выработки. В неустойчивых породах и при пучении почвы сводчатая крепь дополняется *обратным сводом* (рис. 4.16, б). В весьма неустойчивых породах применяют *арочную крепь с обратным сводом* (рис. 4.16, в) и *цилиндрическую* (рис. 4.16, г). Толщина свода может составлять 170—450 мм, толщина стен — 200—400 мм, толщина обратного свода — 200—600 мм. Для придания бетонной крепи податливости разработана двухслойная крепь (рис. 4.17), в которой в качестве податливого слоя 1 использована смесь котельного шлака с породной мелочью.

Для крепления выработок в неустойчивых породах при неравномерных нагрузках применяют **железобетонную крепь** с гибкой арматурой (рис. 4.18). Каркас крепи состоит из рабочей арматуры диаметром 8—25 мм, а также из распределительной и монтажной круглой стали диаметром 5—12 мм. Со стороны свободного пространства выработки арматуру закрывают слоем бетона толщиной 10—20 мм для предотвращения коррозии. В весьма неустойчивых породах используют железобетонную крепь с жесткой арматурой (рис. 4.19); крепь состоит из жестких металлических арок в монолитном бетоне.

Набрызгбетонная крепь является разновидностью монолитной бетонной крепи и предназначена для крепления горных выработок, пройденных в устойчивых малотрещиноватых породах вне зоны влияния очистных работ. Наиболее широкое распространение этот вид крепи получил в горно-рудном производстве. Набрызгбетонную крепь наносят на поверхность горной породы в выработке с помощью специальных машин, при возведении этой крепи опалубка не применяется. Назначение набрызгбетонной крепи — предотвращение отслоений и вывалов кусков породы, а в сочетании со штанговой крепью — упрочнение вмещающих пород.

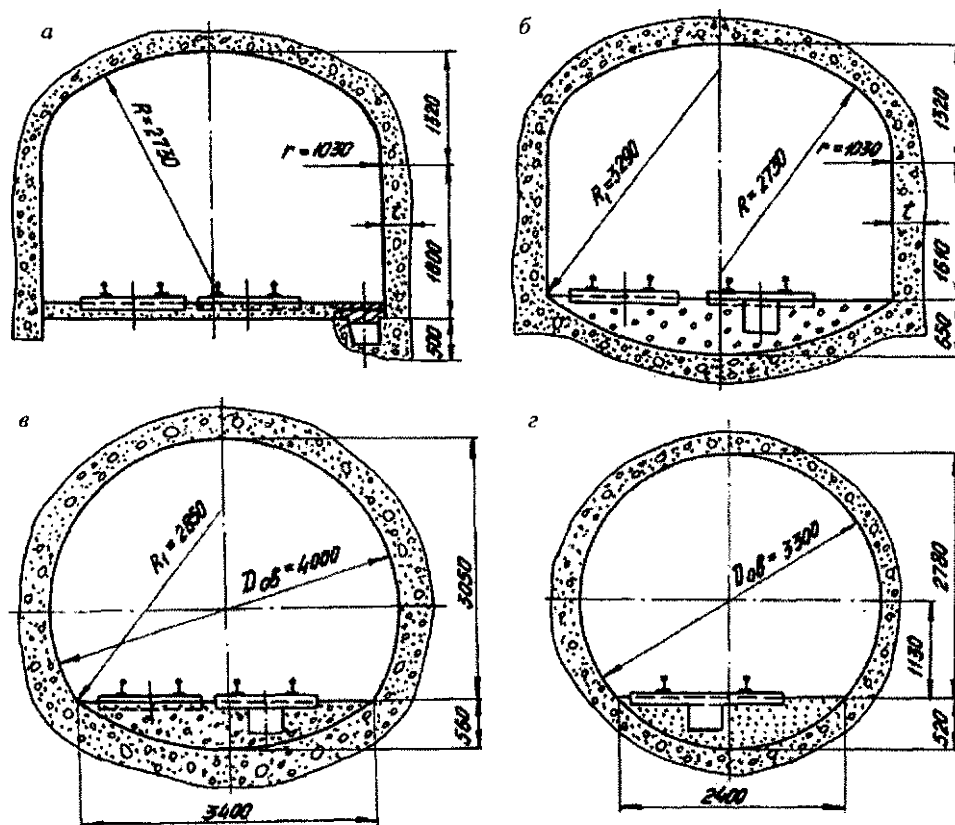


Рис. 4.16. Монолитная бетонная крепь

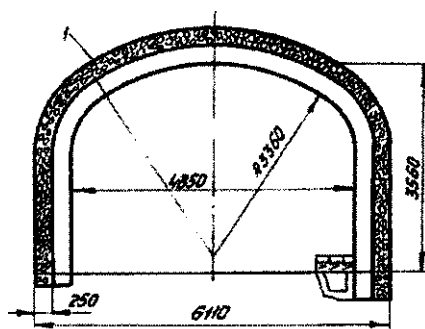


Рис. 4.17. Монолитная бетонная крепь с податливым слоем

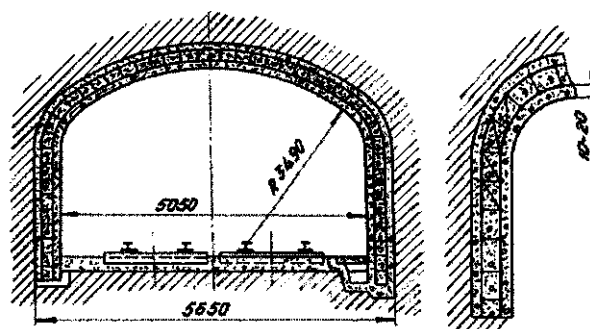


Рис. 4.18. Монолитная железобетонная крепь с гибкой арматурой

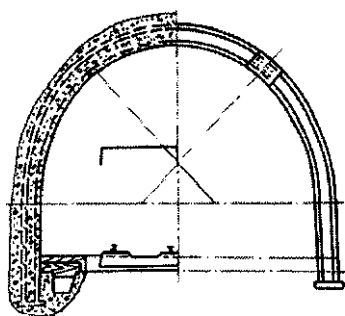


Рис. 4.19. Железобетонная крепь с жесткой арматурой

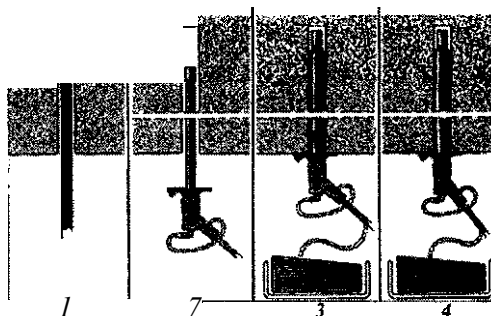


Рис. 4.20. Схема установки штанговой крепи:

1 — бурение шпура; 2 — введение штанги в шпур; 3 — начало нагнетания раствора в шпур; 4 — окончание нагнетания раствора

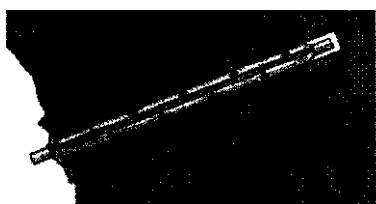
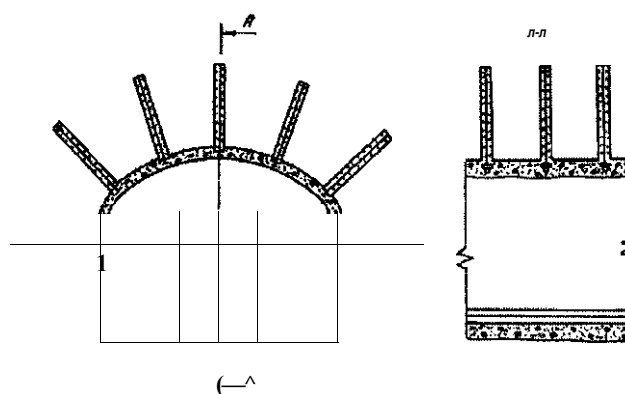


Рис. 4.21. Штанга, закрепленная в шпуре

Рис. 4.22. Комбинированная крепь из набрызгбетона и штанг



Штанговая крепь представляет собой сплошные или трубчатые, металлические или полимерные штанги, устанавливаемые в шпуры или скважины, которые пробурены в кровле, иногда в стенках горной выработки. Штанги прочно укрепляют цементным раствором или полимерными составами, нагнетаемыми в шпуры или скважины (рис. 4.20, 4.21).

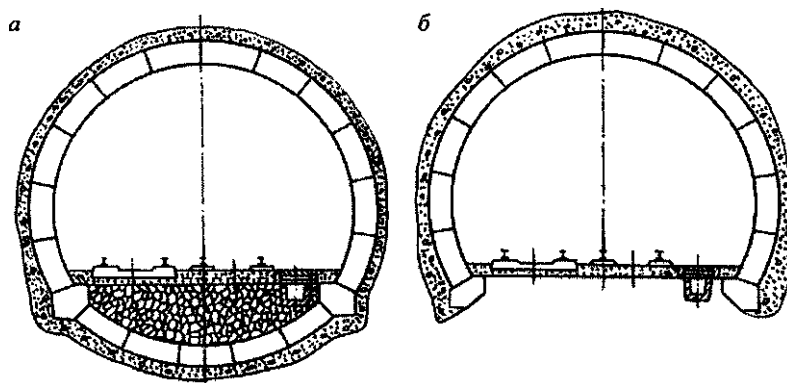


Рис. 4.23. Блочная бетонная крепь

Для предотвращения разъединения слоев, пачек горных пород и тем самым для повышения устойчивости горных выработок применяют комбинированную крепь из набрызгбетона и стальных штанг (рис. 4.22).

При необходимости между штангами устанавливают затяжку в виде металлических профилей или сетки. Штанговую крепь применяют для поддержания кровли камерных выработок при очистной выемке полезных ископаемых, а также капитальных и подготовительных выработок.

Для набрызгбетонных крепей применяют быстротвердеющие цементы высоких марок, не ниже М400, со сроками начала схватывания 5—7 мин и окончания схватывания 10—15 мин. Расход цемента на 1 м^3 бетонной смеси — 350—400 кг, водоцементное отношение — 0,4—0,5. Толщина покрытия стенок выработки слоем бетона определяется устойчивостью закрепляемых горных пород и может изменяться от 2 до 8 см.

Бетонная и железобетонная крепи могут представлять собой сборную сплошную конструкцию или состоять из отдельных элементов: блоков, тюбингов, панелей, изготавливаемых на заводах.

Блочная бетонная крепь может быть с замкнутым (рис. 4.23, а) и незамкнутым (рис. 4.23, б) контуром. Крепь с замкнутым контуром предназначена для капитальных выработок, сооружаемых в неустойчивых горных породах при всестороннем горном давлении. Крепь с незамкнутым контуром применяют в выработках, проведенных в породах средней устойчивости при отсутствии пучения почвы. Бетонные блоки укладывают свободно; между ними помещают деревянные прокладки толщиной 32 мм, что обеспечивает податливость крепи до 300—350 мм. Размеры бетонных блоков: ширина — 500 мм, толщина — 300—400 мм. Пространство между внешним контуром блочной крепи и поверхностью горной породы заполняют обычно горной массой или другими материалами.

Железобетонная тюбинговая крепь предназначена для крепления протяженных капитальных горных выработок, проводимых в породах средней устойчивости и неустойчивых. Крепь может иметь арочную форму с незамкнутым (рис. 4.24, а) и замкнутым (рис. 4.24, б) контуром. В арке крепи в

зависимости от размеров поперечного сечения выработки применяется 5—7 тюбингов, конструкция которых показана на рис 4.24, *в*.

Для крепления **вертикальных шахтных стволов** применяют следующие конструкции крепи: монолитную бетонную, монолитную железобетонную, сборную сплошную тюбинговую из чугунных, реже стальных тюбингов. Для крепления неглубоких шахтных стволов, имеющих небольшой срок службы, используют деревянную крепь. Стволы относят к главным капитальным выработкам, поэтому к конструкции их крепи, ее надежности и долговечности предъявляют очень высокие требования.

Монолитная бетонная крепь применяется для крепления шахтных стволов в массивах устойчивых, средней устойчивости и неустойчивых горных пород при отсутствии воздействия других выработок, напорных подземных вод и иных факторов.

Бетонная крепь (рис. 4.25) представляет собой сплошную монолитную оболочку 1, внутренний контур которой 2 соответствует форме поперечного сечения ствола в свету, а внешний 3 — форме поперечного сечения ствола в проходке. В устойчивых горных породах толщина бетонной крепи d составляет 200—300 мм в зависимости от глубины ствола и залегания пород. В породах средней устойчивости и неустойчивых толщина крепи увеличивается до 500 мм.

Монолитная железобетонная крепь (рис. 4.26) предназначена для крепления горизонтальных выработок и шахтных стволов в весьма неустойчивых породах с напорными подземными водами. Эта крепь отличается от бетонной наличием в ней арматуры, что позволяет применять ее в условиях неравномерного по глубине ствола горного давления. Толщина железобетонной крепи в среднем составляет 200—300 мм, расход арматуры — 50—100 кг на 1 м³ бетона.

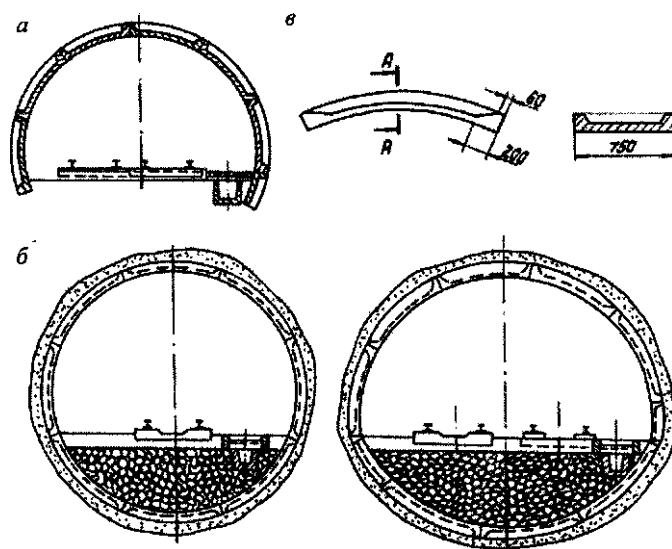


Рис. 4.24. Железобетонная тюбинговая крепь

Рис. 4.25. Монолитная бетонная крепь шахтного ствола

Рис. 4.26. Замкнутая железобетонная крепь с жесткой арматурой

Монолитную бетонную и железобетонную крепи возводят в шахтных стволах с помощью различного вида опалубок; подачу бетонной смеси в ствол осуществляют по ставу металлических труб с заливкой за опалубку по металлическим рукавам.

Сплошная тубинговая крепь применяется в очень сложных горно-геологических условиях, характеризующихся неустойчивым состоянием горных пород, большим неравномерным давлением на крепь по глубине ствола, большой обводненностью месторождения, необходимостью применения специальных методов упрочнения горных пород.

Виды, конструкции и применение деревянных крепей

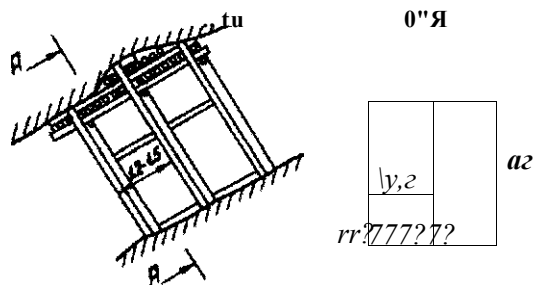
Деревянная крепь применяется для крепления горизонтальных, наклонных и вертикальных горных выработок, например, штреков, ортов, восстающих, шурфов и других, срок службы которых составляет до 3—5 лет, а также для крепления очистных выработок при выемке угольных пластов и рудных залежей. Деревянную крепь можно использовать для крепления шахтных стволов при разработке месторождений полезных ископаемых, залегающих на небольшой глубине.

Деревянные крепи по своей конструкции делят в основном на распорную, рамную, венцовую, костровую и станковую.

Распорная крепь представляет собой одиночные стойки, устанавливаемые между кровлей и почвой выработки; в выработках, пройденных по наклонным и крутопадающим пластам и залежам, одиночные стойки называют распорками. Диаметр бревен для распорной крепи > 12 см. Распорную крепь применяют для поддержания очистного пространства на маломощных

Рис. 4.27. Усиленная распорная крепь в горных выработках

крутых рудных залежах и весьма тонких крутых угольных пластах. Распорная крепь может быть *простой* в устойчивых породах и *усиленной* в неустойчивых породах (рис. 4.27).



Рамная крепь для крепления горизонтальных и наклонных выработок представляет собой неполную крепежную раму трапецевидной, реже прямоугольной формы. Рама состоит из верхняка, изготовленного из бревна диаметром более 15 см и двух стоек, установленных под углами наклона $80-85^\circ$. Соединения стоек с верхняком, называемые замками, могут быть различными, наибольшее распространение получили замковые соединения «в лапу» (рис. 4.28).

Нижние концы стоек могут быть заострены, что обеспечит податливость крепи на 100—150 мм. При умеренном горном давлении крепежные рамы устанавливают в выработке на расстоянии между ними 0,5—1,5 м — это крепление «вразбежку», в этом случае пространство между стойками и стенками выработки, а также между верхняками и кровлей выработки затягивают горбылем; при устойчивых боковых породах стенки выработки не затягивают; при повышенном горном давлении или при неустойчивых горных породах крепежные рамы устанавливают вплотную одна к другой — осуществляют *сплошное крепление*.

Венцовая крепь является разновидностью рамной и широко применяется для крепления вертикальных горных выработок: шурфов, шахтных стволов, восстающих и гезенков. Основной элемент крепи — венец, состоящий из четырех бревен или брусьев, соединенных между собой «в лапу». Венцы располагают в выработке перпендикулярно ее оси вплотную или на некотором расстоянии друг от друга. Кроме обычных венцов, называемых *промежуточными*, в конструкции крепи предусматриваются *опорные венцы*, отличающиеся удлиненными, выходящими за контур венца бревнами, концы которых заводят в специально образованные в стенках выработки ниши (рис. 4.29).

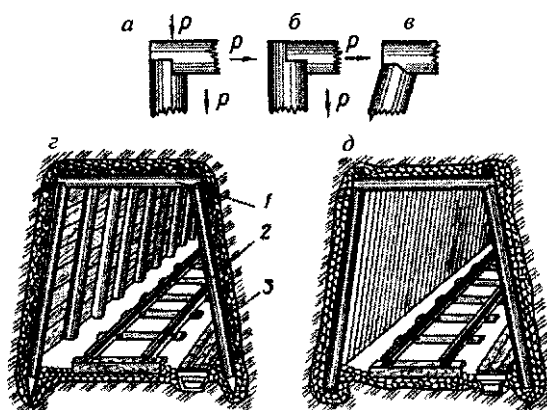


Рис. 4.28. Деревянная рамная крепь горных выработок: соединения стоек с верхняком: а — при давлении сверху; б — при давлении сбоку; в — при давлении сверху и сбоку; з — крепление выработки вразбежку; д — крепление выработки сплошное; 1 — верхняк; 2 — стойка; 3 — затяжка

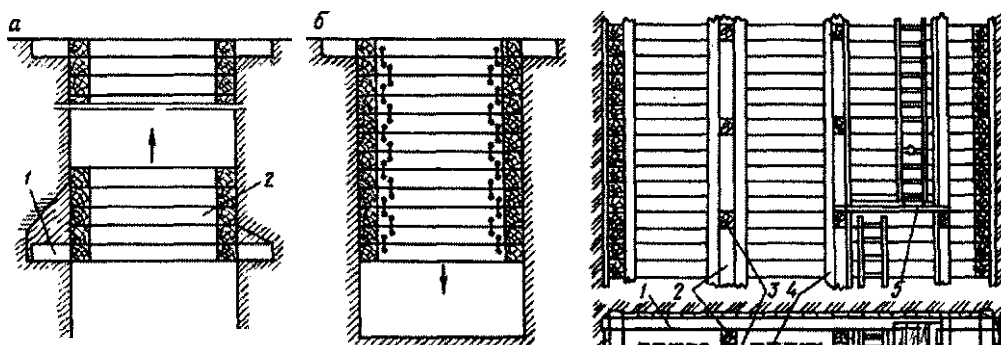


Рис. 4.29. Венцовая крепь:
а, б — схемы установки венцов снизу вверх и сверху
вниз; 1 — основной венец; 2 — промежуточный венец

Рис. 4.30. Закрепленный и армированный
шахтный ствол:

1 — венец; 2 и 3 — вертикальные и горизонтальные расстрелы; 4 — проводники; 5 — полки лестничного отделения

Стволы и шурфы по мере возведения в них крепи армируют — устанавливают вандруты, расстрелы, проводники, лестничные полки и лестницы (рис. 4.30). Вандруты — брусья, которые устанавливают вертикально попарно вдоль длинных сторон выработки, прикрепляют к венцам и соединяют между собой расстрелами, то есть горизонтально и вертикально установленными распорными брусьями. Вандруты и расстрелы придают жесткость венцовой крепи. Расстрелы разделяют поперечное сечение выработки на отделения; в подъемных отделениях на расстрелы устанавливаются деревянные или металлические проводники, по которым скользят направляющие подъемных сосудов.

Костровая крепь применяется на пологих залежах для поддержания кровли при выемке полезного ископаемого в условиях большого горного давления. Крепь представляет собой прямоугольный каркас, сложенный по периметру из деревянных брусьев или бревен; для предотвращения сползания костров на наклонных залежах по их углам предварительно устанавливают стойки. Деревянная костровая крепь податлива, так как ее элементы сжимаются поперек волокон дерева с уменьшением толщины в 2—3 раза.

Станковая деревянная крепь представляет собой как бы пространственную решетку из деревянных брусьев или бревен, возведенную в выработанном пространстве между породами лежачего и висячего боков. Каждый кубик — станок — имеет размеры 2х2,2 м. Выработанное пространство в залежах мощностью более 3—4 м, закрепленное станковой крепью, обязательно заполняют закладкой. Этот вид крепи применяют редко.

Деревянную крепь используют в качестве посадочной, выполняющей функцию режущей опоры, для обрушения пород кровли по заданной линии.

Посадочная крепь называется органной крепью и представляет собой стойки, установленные вплотную в одну линию вдоль очистного забоя в один или несколько рядов.

4.2.3. Поддержание выработанного пространства закладкой и обрушенными горными породами

Закладка выработанного пространства заключается в заполнении его пустыми породами, отходами (хвостами) обогатительных фабрик, металлургическими шлаками и другими материалами. Закладочный материал, заполнивший выработанное пространство, образует **искусственный массив**.

Закладка как технологический процесс включает в себя операции по приготовлению, транспортированию закладочного материала и размещению его в выработанном пространстве. Применение закладки позволяет более полно и безопасно произвести выемку полезного ископаемого, сохранить ненарушенными окружающие выработку горные породы и земную поверхность, разместить под землей часть отходов горного производства, отработать пожароопасные участки месторождений полезных ископаемых, способных самовозгораться. Экономическая эффективность применения закладки выработанного пространства определяется с учетом всех влияющих факторов. Затраты на ведение закладочных работ могут составлять 15—20 % и более затрат на добычу полезного ископаемого.

Наиболее широко применяют твердеющую литую гидравлическую закладку, а также сухую пневматическую закладку. ***Твердеющая литая закладка*** обеспечивает высокое качество закладочного массива. На земной поверхности приготавливают закладочный материал, близкий по свойствам к бетону, отличающийся более высоким расходом вяжущего и воды для получения хорошей текучести. Закладочный материал по трубам самотеком или с помощью сжатого воздуха подают в выработанное пространство, он твердеет в течение трех-шести месяцев, но значительную прочность набирает уже в первый месяц. В состав закладочного материала, который образует 1 м³ искусственного массива, входят 400 кг вяжущего, 0,9 м³ заполнителя (песок или хвосты обогащения) и 400 л воды. Вяжущее вещество применяют двух видов: цементное, состоящее из глины и цемента, и на основе молотого доменного гранулированного шлака. Технологическая схема закладочного комплекса представлена на рис. 4.31.

При ***гидравлической закладке*** закладочный материал перемещается по трубам от места его образования до места укладки в выработанном пространстве с помощью потока воды. Гидросмесь (пульпа) образуется в смесительных камерах гидрозакладочной установки и движется по пульпопроводу диаметром 150—200 мм до места укладки, при этом часть воды отделяется от пульпы непосредственно перед выработанным пространством и отводится в водосборники. В выработанном пространстве твердые частицы размером от 1 до 60 мм выпадают в осадок и образуют искусственный закладочный массив. Отработанная вода направляется в водосборник и откачивается насосами на земную поверхность для повторного использования. Выработанное пространство, в котором выполняют закладочные работы, изолируется от смежных горных выработок. Производительность закладочных установок составляет до 300 м³/ч закладочной смеси.

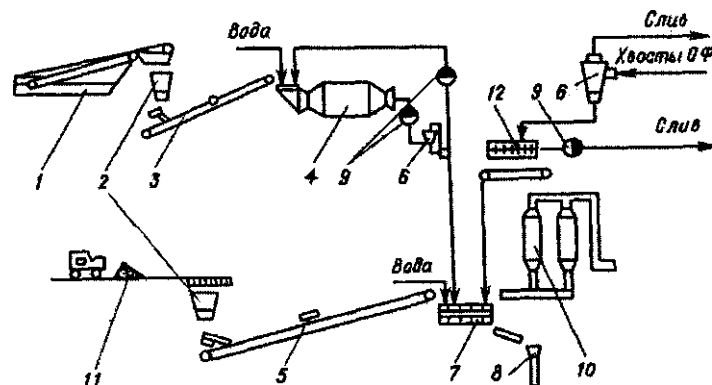


Рис. 4.31. Технологическая схема закладочного комплекса:

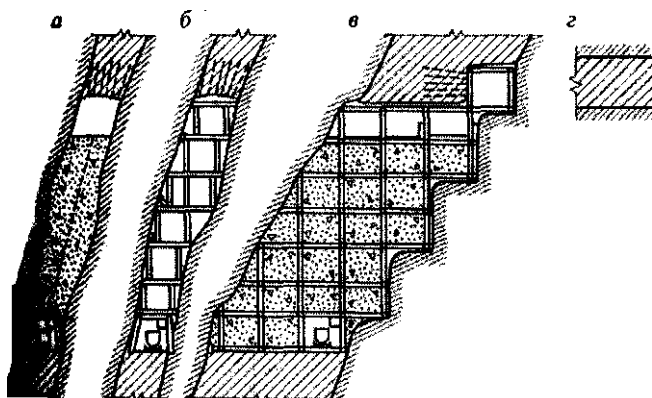
1 — траншейный склад гранулированного доменного шлака; 2 — загрузочный бункер; 3 — конвейер; 4 — шаровая мельница; 5 — весы; 6 — гидроциклоны; 7 — смеситель; 8 — трубопровод; 9 — насосы; 10 — склад цемента; 11 — склад заполнителя; 12 — вакуум-фильтр

5
J
J
j
1
j

При *пневматической закладке* сухой закладочный материал перемещается по трубам под действием сжатого воздуха от пневматической закладочной установки до места укладки материала в выработанном пространстве. Выработанное пространство изолируют от смежных горных выработок, а для пылеподавления в процессе закладки применяют орошение водой. Пневматические закладочные установки обычно располагают в специальных камерах, куда компоненты закладочной смеси транспортируются ленточными конвейерами, а от них до места укладки — по трубопроводу диаметром 150—200 мм. Производительность закладочных установок — до 120 м³/ч, максимальная дальность транспортирования закладочного материала по трубопроводу — 1500 м, давление сжатого воздуха в машине — 0,5 МПа, в закладочном трубопроводе — 0,4 МПа, расход воздуха на транспортирование 1 м³ закладочного материала — 100—1 Юм³.

При разработке рудных месторождений, залегающих в неустойчивых вмещающих породах, поддержание очистного пространства может осуществляться только путем заполнения его закладочными материалами или предварительного крепления с последующей закладкой (рис. 4.32, а, б, в).

Сущность поддержания очистного пространства обрушенными породами состоит в периодическом заполнении его естественно или принудительно обрушаемым определенным количеством горных пород по мере выемки полезного ископаемого (рис. 4.32, г; 4.33). Этот процесс называют управлением горным давлением, так как при его осуществлении поддержание очистного пространства происходит за счет изменения горного давления в прилегающем к очистному забою массиве вследствие смещения области повышенного горного давления из призабойной части в глубь массива.



М Ш т х

Рис. 4.32. Способы искусственного поддержания очистного пространства:

a — закладкой; *б* — крепью; *в* — крепью с закладкой; *г* — индивидуальной стоечной крепью с последующим обрушением пород

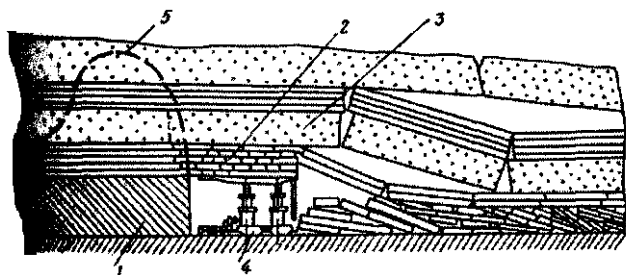


Рис. 4.33. Схема проявления горного давления при выемке угольного пласта (по А.А. Борисову):

1 — угольный пласт; 2 — непосредственная кровля; 3 — основная кровля; 4 — крепь; 5 — эпюра опорного горного давления

При разработке пластовых месторождений на управление горным давлением большое влияние оказывают породы, залегающие в кровле пласта. Крайней ложную, непосредственную и основную кровлю.

Под *ложной кровлей* понимают слои пород мощностью обычно не более 1 м, залегающие непосредственно над пластом, весьма неустойчивые и обрушающиеся одновременно с выемкой угля или через короткий промежуток времени после обнажения кровли.

Непосредственная кровля — это толща пород, залегающих непосредственно над пластом или ложной кровлей, находится в устойчивом равновесном состоянии при наличии крепи, а после ее удаления обрушается через продолжительное время.

Основная кровля — толща устойчивых горных пород, залегающих над непосредственной кровлей, обрушается не одновременно с непосредственной кровлей, а лишь через некоторый период времени после обрушения непосредственной кровли на значительной площади.

Способ управления горным давлением выбирают с учетом горно-геологических и горно-технологических условий разработки месторождения, к которым относят угол падения, глубину залегания и мощность пласта, свойства вмещающих пород, способ выемки полезного ископаемого, размеры сроки поддержания выработок, скорость подвигания очистного забоя и другие факторы.

С учетом изложенного применяют **следующие способы управления горным давлением**: полное обрушение пород кровли, полная закладка, частичная закладка выработанного пространства полосами вдоль выработок, плавное опускание пород кровли.

При разработке угольных месторождений (см. рис. 4.33) часть угольного пласта, прилегающая к забою, является опорой для пород кровли, поэтому в ней формируется повышенное горное давление *опорное*, вызывающее частичное разрушение и выдавливание призабойной части пласта, происходит так называемый отжим. По мере подвигания очистного забоя площадь обнажения пород кровли увеличивается, что приводит к изгибу и обрушению в первую очередь пород непосредственной кровли. Неуправляемое естественное течение этого процесса может вызвать «зависания» пород кровли в виде консоли над выработанным пространством. и\ внезапное массовое обрушение и создать аварийные ситуации в очистном забое.

Управление горным давлением заключается в регулярном искусственном обрушении непосредственной кровли пласта, консольно зависающей над забоем лавы, участками заданных размеров. Процесс обрушения возникает после передвижения механизированной крепи: расстояние, через которое происходит регулярное искусственное обрушение кровли, называют шагом обрушения, или шагом посадки лавы. Шаг обрушения стремятся выдерживать равным ширине захвата выемочной машины — 0,6—0,8 м или равным длине шпуров при буровзрывной отбойке угля 1,2—1,5 м. Основная кровля пласта в режиме установившегося движения очистного забоя обрушается также периодически, после нескольких обрушений пород непосредственной кровли с шагом 15—30 м. При разработке пластов с труднообрушаемыми кровлями приходится применять принудительные специальные способы их разупрочнения путем передового торпедирования или гидравлической обработки. Передовое торпедирование заключается в ослаблении кровли посредством взрывания зарядов ВВ в скважинах, пробуренных из выработок впереди очистного забоя. Сущность гидравлической обработки заключается в нагнетании воды под высоким давлением в породный массив кровли. Гидравлическая обработка ослабляет контакты между слоями пород и по естественным трещинам.



Рис. 4.34. Массовое обрмппне руды и нмешающих пород

При разработке рудных месторождений средней мощности и мощных широко используют следующий способ управления горным давлением — *массовое обрушение* руды и вмещающих пород. При этом разрабатываемую часть месторождения разделяют на участки — выемочные блоки, размеры которых оставляют около 20х50х100 м. В нижней части блоков проводят горные выработки — штреки, орты, используя которые руду в контурах блока взрывают и выпускают для погрузки в транспортные средства. По мере выпуска разрушенной руды из выемочного блока (рис. 4.34) вмещающие горные породы обрушаются и, перемещаясь вслед за рудой, заполняют выработанное пространство.

4.2.4. Поддержание выработок искусственным упрочнением массива горных пород

Необходимость поддержания выработок искусственным упрочнением массива горных пород появляется при выполнении горных работ в сложных горно-геологических условиях. Сложными горно-геологическими условиями считают такие, при которых вести горные работы обычными способами невозможно, и для их применения необходимы предварительные дополнительные специальные технические мероприятия.

Различают гидрогеологические, геомеханические, газодинамические и геотермические сложные горно-геологические условия. Подготовка к ведению основных горных работ предусматривает использование различных способов воздействия на массив горных пород, изменяющих его состояние или механические свойства пород, в результате чего исключаются полностью или частично факторы, создающие трудности при проведении горных выработок или ведении очистных работ. К способам воздействия на массив горных пород в сложных горно-геологических условиях, упрочняющих массив, относят замораживание, тампонаж и физико-химическое воздействие.

Сущность *замораживания* заключается в том, что до начала горных работ по периметру горной выработки по всей ее длине бурят скважины (рис. 4.35) и оборудуют их замораживающими колонками (рис. 4.36). Замораживающие колонки заполняют *хладоагентом* — аммиаком, диоксидом углерода, фреоном, жидким азотом — испаряющимся непосредственно в замораживающих колонках при температуре от -35 до -110°C, или прокачивают через них насосами *хладоноситель*, в качестве которого применяют водные растворы хлоридов кальция, натрия, лития, охлажденные до температуры -20*- —40°C. В результате непрерывного теплообмена хладоагента или хладоносителя с окружающим породным массивом вода, находящаяся в горных породах, замерзает, и вокруг каждой скважины постепенно образуются ледопородные цилиндры, в дальнейшем смыкающиеся в сплошное ледопородное ограждение, которое способно противостоять внешнему давлению пород и подземных вод. Ледопородное ограждение в этом случае играет роль временной водонепроницаемой ограждающей крепи, обеспечивающей безопасные условия выполнения горных работ в выработке.

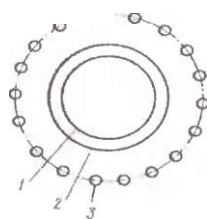


Рис. 4.35. Схема расположения замораживающих скважин; проектные контуры выработки: 1 — в свету, 2 — в проходке; 3 — замораживающая скважина

ЛУ

-1

У

tt

И И

4.—
2<

Б

Рис. 4.36. Схема замораживающей колонки:
о. б, с — варианты схем циркуляции хладагента; 1 и 2 — внешняя и внутренняя трубы; 3 — башмак; 4 — диафрагма

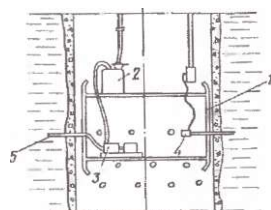


Рис. 4.37. Схема тампонажа закрепного пространства в вертикальной выработке:

1 — подвесной полок; 2 — бак для раствора; 3 — насос; 4 — буровая машина; 5 — трос

Тампонажного раствора подбирается в зависимости от притока воды, пористости бетона и пород; обычно применяют цементно-песчаные растворы с соотношением цемента к песку (Ц:П) от 1:1 до 1:4.

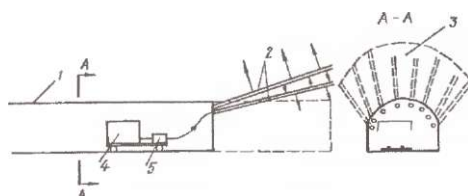


Рис. 4.38. Смолиноинъекционное упрочнение горных пород:
1 — горная выработка; 2 — инъекционные скважины; 3 — зона упрочненных пород; 4 — емкость-смеситель; 5 — насос

Сущность *физико-химического воздействия* заключается в заполнении через систему скважин пустот, трещин в массиве горных пород полимерными составами, изменяющими со временем свое фазовое состояние. Упрочнение трещиноватых массивов горных пород происходит за счет создания в них каркасных полимерных систем, связывающих между собой структурные отдельныеTM массива. Осуществляют упрочняющее физико-химическое воздействие следующим образом. В массиве горных пород бурят шпуров или скважины (рис. 4.38), в которых устанавливают инъекционные устройства в виде шланговых затворов для закачки высокомолекулярных полимерных составов. Обладая низкой вязкостью и высокой проницаемостью, полимер заполняет поры и трещины в массиве горных пород и после затвердевания образует в его структуре прочный и эластичный каркас. В результате взаимодействия с полимером горная порода становится монолитнее, что приводит к повышению ее прочности, а также гидро- и газоизоляционных свойств. В качестве рабочей жидкости используют синтетические смолы, преимущественно мочевиноформальдегидные; эти смолы имеют хорошо регулируемое время отверждения, могут отвердевать при нормальных и пониженных температурах.

Отверждение водных растворов мочевиноформальдегидных смол происходит при нормальной температуре под действием кислого отвердителя: соляной или щавелевой кислот, хлористого аммония или при повышенной до 150 °С температуре. Период полимеризации, отверждения смолы — до 60 мин.

Приготовление и нагнетание полимерного раствора в скважины осуществляют с помощью инъекционной установки, состоящей из емкости-смесителя, насоса, высоконапорных шлангов, инжекторов и контрольно-измерительных приборов.

Физико-химическое упрочнение нашло применение для поддержания горных выработок в весьма неустойчивых, сыпучих углях, а также в трещиноватых скальных породах.

4.3. Поддержание открытых горных выработок

Выемка значительных объемов горных пород вызывает деформации бортов карьера. Горные породы в днище и бортах карьеров разгружаются от веса извлеченной горной массы и получают возможность деформироваться в сторону выработанного пространства.

К наиболее распространенным нарушениям бортов карьеров относятся *оползни, обрушения, оплывины и просадки* (рис. 4.39).

Устойчивость уступов и бортов карьеров зависит от свойств и состояния горных пород, существенное влияние на которые оказывают подземные и поверхностные воды. При повышении влажности горной породы происходит ее набухание — увеличение объема и уменьшение прочности — вследствие уменьшения сил сцепления между частицами породы. Например, на карьерах КМА в уступах, сложенных переслаивающимися песчано-глинистыми породами, оползни, оплывины и другие обрушения являются результатом высокой обводненности горных пород.

Подземные воды в результате фильтрации воды в сторону выработки (карьера) создают дополнительные напряжения в горной породе, которые суммируются с гравитационными:

$$\sigma_{\text{г.т.м}} = \sigma_{\text{г}} + \sigma_{\text{гс}} + \sigma_{\text{гд}},$$

где $\sigma_{\text{г}}$ — гравитационные напряжения, вызванные весом горных пород с естественной влажностью; $\sigma_{\text{гс}}$ — гидростатические напряжения, возникающие под давлением воды, которая заполняет все поры и трещины в горной породе; $\sigma_{\text{гд}}$ — напряжения, вызванные силами гидродинамического воздействия движущихся подземных вод.

За счет гидростатического взвешивания, гидродинамического давления и набухания глинистых пород на контактах с водоносными породами запас устойчивости борта карьера может снижаться во много раз.

Поддержание открытых горных выработок в устойчивом состоянии осуществляют комплексом различных способов и мероприятий, реализуемых полностью или частично в зависимости от свойств горных пород и производственной мощности карьера. К основным из них относятся следующие.

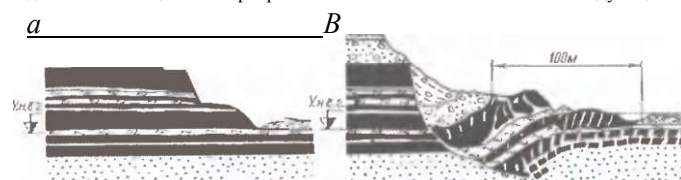


Рис. 4.39. Оползневые деформации борта карьера:
а, б — положение борта до и после оползня; У.н.в.г. — уровень напорного водоносного горизонта

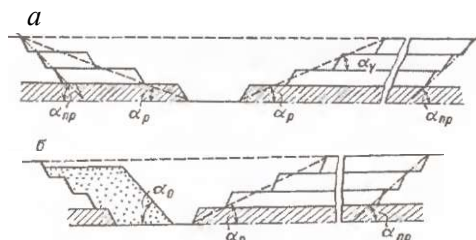


Рис. 4.40. Откосы карьеров и их параметры:
а — двухбортной карьер; б — однобортной карьер с внутренним отпалообработанием; α_p — угол откоса рабочего борта; $\alpha_{от}$ — угол откоса борта на предельном конечном контуре карьера; α_y — угол откоса уступа; $\alpha_{рр}$ — угол откоса отвала

1. Определение углов откосов с надежным запасом прочности (рис. 4.40). Углы откосов уступов могут изменяться от 25 до 90°, углы откосов рабочих бортов карьера — от 10 до 25°, углы откосов постоянных бортов и траншей — от 15 до 50°. Коэффициент запаса устойчивости принимают при этом для уступов рабочих бортов равным 1,1, а для наиболее важных участков бортов карьеров и капитальных траншей — 1,3—1,5.

2. Осушение массива горных пород и гидрозащита бортов. Процесс заключается в основном в снижении уровня подземных вод, для чего используют дренажные траншеи, горизонтальные и вертикальные дренажные скважины, пробуренные с земной поверхности и оборудованные насосными установками, дренажные подземные вертикальные и горизонтальные выработки с пробуренными из них скважинами, другие различные водоотливные установки.

3. Периодическая корректировка параметров откосов уступов и бортов карьера с учетом изменяющихся горно-геологических и гидрогеологических условий.

4. Осуществление инструментального контроля состояния бортов карьеров силами маркшейдерской службы предприятия; периодическое обновление уступов и бортов карьеров на основе данных маркшейдерских наблюдений.

5. Осуществление специальных мероприятий по искусственному укреплению бортов карьера. К специальным мероприятиям относят укрепление пород с помощью железобетонных свай, анкеров, путем возведения защитных железобетонных стенок; тампонаж и смолинъекционное укрепление горных пород; применение электроосмоса; укрепление пород изолирующими покрытиями: набрызгбетоном по металлической сетке, пенопластом; агро-мелиоративные мероприятия.

При выборе способов управления устойчивостью бортов карьеров выполняют оценку технической надежности способов, их технологичности и экономической целесообразности применения.

ГЛАВА 5. ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

5.1. Рудничная атмосфера

Нормальные и безопасные условия труда работников в шахтах и карьерах зависят от чистоты воздуха в выработках, температуры и скорости его движения по выработкам.

Атмосферный воздух представляет собой смесь газов и паров, окружающей земную поверхность. Газовый состав атмосферного воздуха практически постоянен; на уровне моря атмосферный воздух содержит, %: азота — 78,08; кислорода — 20,95; аргона — 0,93; углекислого газа — 0,03; гелия, неона, криптона, озона, родона, водорода, аммиака, йода — суммарно 0,01. Поступив в горные выработки и перемещаясь по ним, атмосферный воздух претерпевает изменения газового состава, влажности, температуры, содержания пыли.

Смесь атмосферного воздуха, заполнившего горные выработки, и других газов, образующихся в выработках или выделяющихся из горных пород, называют **рудничным воздухом**.

Рудничный воздух, состав которого мало отличается от состава атмосферного, называется *свежим* или *чистым*, а если он существенно отличается от атмосферного, то это *загрязненный* или *отработанный* рудничный воздух. Температура его не должна выходить за пределы 2—26°C.

Горные выработки, по которым поступает чистый воздух, называют воздухоподающими, а по которым удаляют загрязненный воздух — вентиляционными.

Содержание газов и рудничном воздухе характеризуют концентрацией, равной отношению количества газа к общему количеству воздуха, %. Концентрацию газа выражают отношением его массы к объему воздуха, мг/л. Эти показатели взаимосвязаны:

$$C_{\text{м}} = 0,446 M C_{\text{об}},$$

где $C_{\text{м}}$ — концентрация газа по массе; M — относительная молекулярная масса; $C_{\text{об}}$ — концентрация газа по объему, %.

Источниками загрязнения воздуха в горных выработках могут быть взрывные работы, двигатели внутреннего сгорания, взрывы природного газа метана и угольной пыли, подземные пожары, массивы горных пород и горная масса, содержащие природные газы, пыль.

Количество газов, выделяющихся в горных выработках, характеризуется абсолютной и относительной газообильностью шахты, рудника, карьера.

Абсолютная газообильность шахты $Q_{\text{г}}$, м³/сут, — количество газа, выделяющегося в единицу времени во всех горных выработках шахты:

$$Q_{\text{г}} = K_{\text{г}} \sum (C_{\text{г}} - C_{\text{м}}), \quad (5.1)$$

где $Q_{\text{п}}$ — количество воздуха, поступающего в шахту, $\text{м}^3/\text{мин}$; $C_{\text{п}}$ — содержание газа в поступающем в шахту воздухе, %; $C_{\text{к}}$ — содержание газа в исходящей струе, %. Если $C_{\text{п}} = 0$, то

$$Q = 14,4 g_{\text{п}} C_{\text{к}}$$

Относительная газообильность шахты $Q_{\text{г}}$, $\text{м}^3/\text{т}$, — количество газа, приходящееся на 1 т добываемого полезного ископаемого:

$$Y_{\text{т}} = Y_{\text{м}}, \quad (5.2)$$

где A — производительность шахты, $\text{т}/\text{сут}$.

На угольных шахтах абсолютная газообильность достигает $200 \text{ м}^3/\text{мин}$, а относительная — $250 \text{ м}^3/\text{т}$. Газообильность шахты зависит от газоносности горных пород.

Газоносность горных пород — количество газа, м^3 , содержащегося в 1 т или 1 м^3 массива в природных условиях. Различные горные породы в зависимости от их генезиса и состава могут содержать метан, водород, азот, углекислый газ, сероводород, сернистый газ, аммиак и другие газы. Концентрация газов в горных породах может быть очень высокой, например в каменных углях до $50 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Концентрации, $\text{мг}/\text{м}^3$, и содержания, %, различных компонентов в рудничной атмосфере регламентированы «Правилами безопасности...» и не должны превышать предельно допустимых величин (ПДК).

Характеристика основных компонентов рудничной атмосферы и их предельно допустимые концентрации

Кислород O_2 — газ без цвета, вкуса и запаха, содержание не менее 20 % по объему.

Углекислый газ CO_2 — газ без цвета, запаха, со слабым кисловатым вкусом; слабо ядовит, при содержании 10% может вызвать обморочное состояние, при содержании 15—20 % — угрожает смерть. Образуется при производстве взрывных работ, гниении древесины, в результате окисления угля, скапливается у почвы выработок. ПДК не более 0,5 %, а в выработках с общей исходящей струей шахты — не более 0,75 %.

Азот N_2 — газ без цвета, вкуса и запаха, химически инертен, содержание в рудничной атмосфере не регламентируется.

К ядовитым и взрывоопасным примесям рудничной атмосферы относятся:

- оксид углерода CO — угарный газ, очень ядовитый, без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность — 0,97; смертельно опасные отравления наступают после кратковременного вдыхания воздуха с содержанием CO — 0,44 %, а при содержании 0,01 % может произойти тяжелое отравление; оксид углерода образуется при взрывных работах, пожарах и при работе двигателей внутреннего сгорания; ПДК — 0,0016 % по объему;

- диоксид азота NO₂ — очень ядовитый газ, красно-бурого цвета, с резким запахом, напоминающим запах чеснока, относительная плотность — 1,59; кратковременное вдыхание воздуха с содержанием NO₂ — 0,025 % вызывает смертельное отравление, образуется при взрывных работах, ПДК — 0,00025 %;
- сернистый газ SO₂ — очень ядовит, без цвета, с сильно раздражающим запахом, напоминающим запах горящей серы, относительная плотность — 2,22; образуется при взрывных работах, рудничных пожарах, выделяется из горных пород, ПДК — 0,00035 %;
- сероводород H₂S — очень ядовитый газ, без цвета, с запахом тухлых яиц или гнилых яблок, относительная плотность — 1,19; выделяется из горных пород, образуется при взрывных работах, подземных пожарах, разложении серосодержащих минералов, ПДК — 0,00066 %;
- аммиак NH₃ — газ без цвета, с резким характерным запахом нашатырного спирта, ядовит, относительная плотность — 0,596; образуется при взрывных работах. ПДК — 0,0025 %;
- водород H₂ — газ без цвета, вкуса и запаха, относительная плотность — 0,07; горит и взрывается при содержании в воздухе от 4 до 74 %. температура воспламенения — 100—200°C, ПДК — 0,5 %;
- метан CH₄ — газ без цвета, вкуса и запаха, в рудничном воздухе встречается в чистом виде, относительная плотность — 0,554; для дыхания очень вреден, так как снижает содержание кислорода, метановоздушная смесь при содержании метана менее 5 % горит синим пламенем и не взрывается, при содержании — 5—14 % — взрывается, а при содержании более 14% — горит, но не взрывается; метан выделяется из угольных пластов и горных пород.

При наличии метана в рудничной атмосфере запрещено пользоваться открытым огнем, горные выработки должны непрерывно проветриваться, а при содержании метана около 2 % работы прекращаются.

Шахты, в которых хотя бы на одном пласте обнаружено выделение метана, считаются опасными по газу.

По относительной газообильности (метанообильности) шахты делят на четыре категории.

Категория шахты по метану	I	II	III	Сверхкатегорная
Относительная метанообильность шахты, mVt	5	5—10	10—15	>15

Выделение метана из пород и угольных пластов в горные выработки может происходить постоянно и кратковременно. Кратковременные выделения метана происходят по трещинам, образующимся при ведении горных работ или вскрытии зон скопления метана, в которых газ находится под высоким давлением. Кратковременные и особенно внезапные выделения метана представляют собой большую опасность для работающих в шахте людей.

Внезапные выделения значительных объемов метана, протекающие чрезвычайно быстро и сопровождающиеся выбросом в горные выработки больших объемов (до нескольких тысяч тонн) угольной мелочи, называются **внезапными выбросами угля и газа**.

Контроль состава и содержания газов рудничной атмосферы осуществляют с помощью переносных индивидуальных, стационарных и встроенных приборов газового контроля — *газоанализаторов*.

Переносные приборы служат для эпизодического контроля содержания газов в местах работы людей, а стационарные — для непрерывного контроля содержания газов в наиболее характерных местах горных выработок. Важным элементом переносных приборов контроля содержания метана являются системы звуковой и световой сигнализации при содержании метана $> 2\%$. Сигналы могут быть прерывистыми с переходом в сплошной при дальнейшем повышении содержания метана.

Стационарные газоанализаторы включены в автоматизированную систему энергообеспечения горных машин и механизмов и обеспечивают отключение электрооборудования в случае превышения допустимой концентрации газов. Встроенные в горные машины приборы также сигнализируют о содержании газов в воздухе и отключают машины, если содержание газов превышает ПДК.

Рудничная пыль — совокупность мелких и мельчайших частиц минерального вещества, способных длительное время находиться во взвешенном состоянии в рудничном воздухе, а также осевших из воздуха на поверхность горных пород, крепи и других объектов, которые находятся в горных выработках. Наиболее опасными являются пылинки крупностью от 0,2 до 10 мкм, способные проникать в легочные пути человека. Запыленность рудничного воздуха оценивают обычно концентрацией пыли в 1 м³ воздуха, мг/м³. Рудничная пыль образуется при разрушении горных пород во время бурения шпуров и скважин, взрывной отбойки горных пород, очистной выемки угля, погрузки и транспортирования горной массы.

Угольная пыль может взрываться при концентрации ее в воздухе от 30 до 2000 г/м³, а при наличии метана — при значительно меньшей концентрации. Взрыв максимальной силы соответствует концентрации пыли — 112 г/м³.

Метановоздушная смесь, содержащая угольную пыль, становится взрывчатой при содержании метана менее 5 %. Взрывоопасна также сульфидная пыль с содержанием серы более 35 % и серная пыль при содержании серы в руде — 12 % и более.

При работе человека в запыленной атмосфере могут возникать заболевания легких, получившие название *тевмокопиоз*; наиболее опасен *сишикоз* — заболевание от пыли, содержащей свободный диоксид кремния SiO₂.

Для снижения содержания пыли в рудничной атмосфере проводят комплекс мероприятий: проветривание горных выработок, предварительное увлажнение горных пород, применение малопылящего оборудования, систем орошения источников пылеобразования, систем пылеулавливания, уборку пыли в местах ее накопления в горных выработках, устройство заслонов и покрытий из инертной пыли и т. п.

Если запыленность на рабочих местах превышает допустимые Правилами безопасности концентрации, то все работы должны проводиться в противопылевых индивидуальных респираторах.

5.2. Вентиляция шахт и рудников

При движении потока воздуха по горным выработкам или вентиляционным трубам воздух оказывает статическое давление на стенки, расположенные параллельно потоку, и динамическое — на возможные преграды, установленные под углом или перпендикулярно потоку. *Статическое давление* — давление на единицу площади поверхности, параллельной потоку газа или жидкости. *Динамическое давление* — давление потока газа или жидкости, воспринимаемое поверхностями, которые расположены перпендикулярно или под углом к оси потока. Полное давление потока на ограничивающие его поверхности равно сумме статического и динамического давления.

Скорость движения воздуха по горным выработкам является важной характеристикой, так как при ее увеличении ускоряется процесс разжижения опасных газов и пыли, но при этом усиливается охлаждающее действие вентиляционной струи и подъем в воздух осевшей пыли, поэтому Правилами безопасности установлены допустимые значения скоростей движения воздушных потоков.

Согласно Правилам безопасности, максимальные скорости движения воздуха в грузовых шахтных стволах — 12 м/с, в вентиляционных каналах — 15 м/с, в очистных и подготовительных забоях — 4 м/с, в главных выработках — 8 м/с, в остальных — 6 м/с, а минимальные скорости в очистных выработках — 0,6—0,8 м/с, в подготовительных — 0,25 м/с. Скорость движения воздуха по выработкам измеряют анемометром.

Свежий воздух для проветривания горных выработок обычно поступает по одному шахтному стволу — *подающему* и отводится на земную поверхность по другому — *вентиляционному*. Запрещается подавать свежий воздух по скиповым и наклонным выработкам с конвейерным транспортом в шахтах, опасных по пыли. Свежий воздух поступает в шахту из-за перепада давлений в устьях подающего и вентиляционного стволов, создаваемого вентиляторами, или за счет естественной тяги.

При движении по горным выработкам воздушный поток преодолевает сопротивление поверхности выработок и различных преград, что приводит к потерям давления.

Разность давлений, необходимая для преодоления сопротивления воздуховода, называется *депрессией*. Для каждой шахты определяется депрессия, для того чтобы рассчитать параметры вентиляторных установок.

Часть воздуха, поступающего в шахту и проходящего по выработкам, теряется в выработанном пространстве, в трещинах, на пересечениях горных выработок и т. п. Потери воздуха могут составлять большую величину, вследствие чего до забоев доходит лишь 40—50 %, а иногда и меньше, от общего количества воздуха, подаваемого главным вентилятором.

Способ вентиляции шахты (рис. 5.1) может быть *нагнетательным*, при котором свежий воздух нагнетается в шахту вентилятором, и *всасывающим*, когда загрязненный воздух отсасывается из шахты, а свежий поступает в нее вследствие создаваемого разрежения в устье шахтного ствола. Применяют также комбинацию из этих способов. На шахтах, опасных по газу, используют только всасывающий способ проветривания. Нагнетательное проветривание применяется на шахтах, не опасных по газу, а также иногда на верхних горизонтах шахт I и II категорий по газу. Движение воздушного потока по горным выработкам может осуществляться за счет естественной тяги или с помощью вентиляторов общешахтного и местного проветривания.

Естественная тяга — депрессия, которая появляется в горных выработках за счет разной плотности воздуха, представляет собой разность давлений на входе в выработку и на выходе из нее. Естественная тяга может образоваться в шахте при наличии двух и более шахтных стволов или стволов и штольни, по которым движется воздух, имеющий разную плотность (рис. 5.2). Величина и направление естественной тяги зависят от температуры воздуха на земной поверхности и в шахте. В зимний период времени воздух на земной поверхности имеет более низкую, чем в шахте, температуру) и соответственно большую, чем в шахте, плотность, поэтому естественная тяга имеет направление от штолен к вентиляционному шурфу. Летом за счет повышения температуры и соответственно снижения плотности воздуха на земной поверхности тяга в направлении от штолен к шурфу может уменьшиться или поменять направление на обратное.

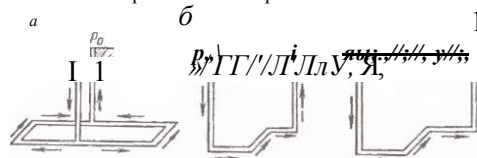


Рис. 5.1. Способы вентиляции шахт:

а — нагнетательный; б — всасывающий; в — нагнетательно-всасывающий

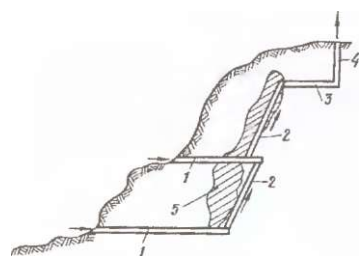


Рис. 5.2. Схема движения воздуха по горным выработкам за счет естественной тяги:

1 — штольни; 2 — восстающие; 3 — квершлаг; 4 — шурф; 5 — полезное ископаемое

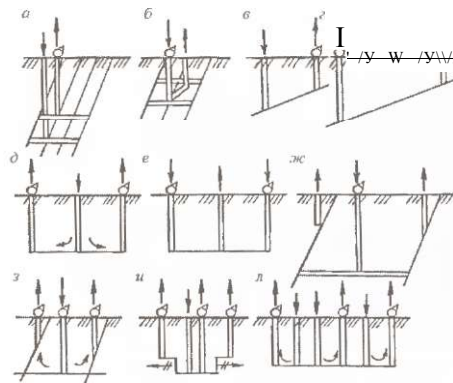
Проветривание шахты, рудника вентиляторами производится по центральной, фланговой и комбинированной схемам (рис. 5.3).

Центральной схемой предусматривается поступление свежего воздуха в горные выработки через кле-гевой ствол и выдача загрязненного — через скиповой, в устье которого установлен всасывающий вентилятор.

Фланговая или диагональная схема предусматривает поступление свежего воздуха через центральный ствол и выдачу загрязненного через шурфы или стволы, находящиеся на флангах шахтного поля.

Комбинированная схема состоит из элементов центральной и фланговой схем; возможным вариантом закон схемы является подача свежего воздуха через некоторые из центральных стволов, а выдача загрязненного — частично через центральные с близлежащих участков и через фланговые с участков, удаленных от центра.

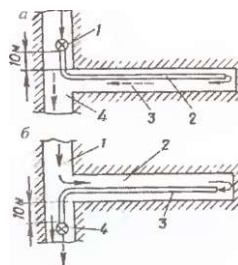
Проветривание тупиковых выработок производится за счет обще-шахтной депрессии, сжатым воздухом и вентиляторами местного проветривания. Наиболее широко применяют проветривание вентиляторами, которые могут работать с нагнетанием свежего воздуха или со всасыванием загрязненного (рис. 5.4); возможна также комбинация этих способов с применением нескольких вентиляторов.



5.3. Типовые схемы проветривания шахт:

а — всасывающая центрально-сдвоенная; б — нагнетательная центрально-сдвоенная; в — всасывающая центрально-отнесенная; г — нагнетательная центрально-отнесенная; д — фланговая всасывающая; е — фланговая нагнетательная с фланговыми вентиляторами; ж — фланговая нагнетательная с центральным вентилятором; з — фланговая нагнетательно-всасывающая; и — комбинированная центрально-фланговая; к — комбинированная секционная

Рис. 5.4. Проветривание тупиковых горных выработок:
а — нагнетательным способом: 1 — нагнетательный вентилятор; 2 — трубопровод; 3 — тупиковая выработка; 4 — сквозная выработка; б — всасывающим способом: 1 — сквозная выработка; 2 — тупиковая выработка; 3 — трубопровод; 4 — всасывающий вентилятор



Для регулирования направления движения и количества воздуха, поступающего к забоям, используют различные *вентиляционные устройства*. К ним относятся вентиляционные переключки, двери, ляды, воздушные мосты и трубопроводы. *Вентиляционная переключка* предназначена для изоляции отработанных участков шахтного поля, а также для разделения свежего и загрязненного потоков воздуха. Вентиляционные переключки бывают бетонными, кирпичными, деревянными и надувными. *Вентиляционные двери* устанавливают для тех же целей, что и переключки, в выработках, по которым происходит движение людей и грузов. Вентиляционные двери могут устанавливаться парно для шлюзования воздуха; управление дверями в выработках, по которым передвигаются составы вагонеток, осуществляют с помощью автоматических устройств. *Ляды* — это люки для перекрытия наклонных и вертикальных горных выработок.

Воздушный мост, или кроссинг устраивают в месте пересечения двух горных выработок, по одной из которых движется чистый воздух, а по другой — загрязненный. Воздушный мост представляет собой пространство в кровле выработок, изолированное от одной и соединенное с другой выработкой. В нижней части воздушного моста устанавливают вентиляционные переключки или двери, перекрывающие выработку, которая связана с воздушным мостом. Воздух как бы перебрасывается через выработку, пересекающую путь его движению.

Вентиляционные трубопроводы составляют из жестких или гибких труб. Жесткие трубы изготавливают из стальных листов: длина труб — 2,5—3,5 м, диаметр — 500, 600, 700, 800 и 900 мм. Гибкие трубы — из прорезиненных тканей; длина гибких труб — 5, 10 и 20 м, диаметр — от 300 до 1200 мм.

5.3. Вентиляторы

Вентилятор — воздухоподводящая машина, создающая избыточное давление для перемещения воздуха по воздуховодам, которыми являются горные выработки.

По принципу действия шахтные вентиляторы различают центробежные и осевые.

Центробежный вентилятор приводит в движение воздух за счет центробежных сил, возникающих при вращении рабочего колеса. Основной рабочей частью центробежного вентилятора является рабочее колесо с лопастями, вращающееся в спиральном кожухе (рис. 5.5).

Рис. 5.5. Схема шахтного центробежного вентилятора:
 / — рабочее колесо с лопастями; 2 — спиральный кожух; 3 — лопатка регулятора производительности; 4 — всасывающий патрубок; 5 — направляющий кожух; 6 — диффузор

При вращении колеса воздух захватывается лопастями, под действием центробежной силы перемещается от центра к периферии колеса и выталкивается в направляющий кожух, из которого попадает в диффузор и затем в атмосферу. Регулирование количества отсасываемого из шахты воздуха осуществляют посредством изменения угла поворота лопаток регулятора производительности, который устанавливают между рабочим колесом и всасывающим патрубком.

В шахтах находятся в эксплуатации центробежные вентиляторы типа ВЦ, ВЦО, ВЦЦ, ВШЦ, ВРЦД, ВЦП, ВЦЗ (рис. 5.6). В означает вентилятор. Ц — центробежный, О — одностороннего всасывания, Д — двустороннего всасывания, Р — рудничный, Ш — шурфовый, З — с поворотными закрылками, П — проходческий, если П стоит после цифры — с поворотными закрылками.

Центробежные вентиляторы применяют для всасывающего, нагнетательного и комбинированных способов проветривания шахт с депрессией от 1,5 до 9 кПа.

В зависимости от назначения и условий работы центробежные вентиляторы используют в вентиляторных установках главного и вспомогательного проветривания. Вентиляторы главного проветривания устанавливают на поверхности шахты. Техническая характеристика некоторых центробежных вентиляторов приведена в табл. 5 1.

Осевые вентиляторы работают по принципу авиационных воздушных винтов. Вращающиеся лопасти сообщают движение воздуху, в результате чего создается перепад давлений — тяга вдоль оси вращения рабочего колеса, и воздушная струя движется в этом направлении.



Рис. 5.6. Проходческий вентилятор ВЦП16, предназначенный для проветривания нагнетательным способом шахтных стволов диаметром до 8 м и глубиной до 1400 м при буровзрывной проходке

Таблица 5.1

Техническая характеристика центробежных вентиляторов

Вентилятор	Диаметр рабочего колеса, мм	Частота вращения, об/мин	Производительность, м³/с	Давление, кПа	Потребляемая мощность, кВт	КПД
ВЦ11М	1100	1500	5,5—20,5 (14)	1,13—3,43 (2,71)	55	0,85
ВЦШ16	1600	1000	11—42 (29)	1,08—3,28(2,58)	125	0,85
ВЦП16	1600	500	3,3—15,3 (9,6)	0,21 -1,02(0,78)	60	0,87
		750	5—22,8(14,4)	0,48—2,27 (1,74)	90	0,87
		1000	6,6—30 (19,2)	0,86—4,07 (3,1)	120	0,87
ВЦ25М	2500	1500	10—46 (29)	1,96—9,2 (7,06)	200	0,87
		750	28—100(71)	1,5—5,0 (4,4)	630	0,87
ВЦ15	1500	600	10—50(34)	1,4—8,0(6,3)	400	0,84
		1500			315	

Примечание. Ескобках приведены номинальные значения.

На шахтах эксплуатируют осевые вентиляторы ВОД, ВОК, ВОКД, ВОКР, где В означает вентилятор, О — осевой, К — с кручеными лопастями, Д — двухступенчатый, Р — реверсивный. Выпускают серию осевых двухступенчатых вентиляторов: ВОД-11, ВОД-16, ВОД-21, ВОД-30, ВОД-40 и ВОД-50 (рис. 5.7).

Установки главного проветривания с осевыми вентиляторами предназначены для проветривания шахт и рудников, общешахтная депрессия которых не превышает 3 кПа. Установки с вентиляторами ВОД-11 применяют в качестве вспомогательных для проветривания стволов и околоствольных выработок в процессе их строительства, на складах взрывчатых веществ, в калориферных установках. Вентиляторы ВОД используют как при всасывающем, так и при нагнетательном способе проветривания. Все вентиляторы типа ВОД, кроме ВОД-11, изготавливают в реверсивном исполнении. Реверсивные осевые одноступенчатые вентиляторы типа ВО предназначены для установок главного проветривания шахт и рудников с подачей воздуха от 5 до 145 м³/с и статическом давлении 0,1—2,5 кПа (табл.5.2.).

Таблица 5.2

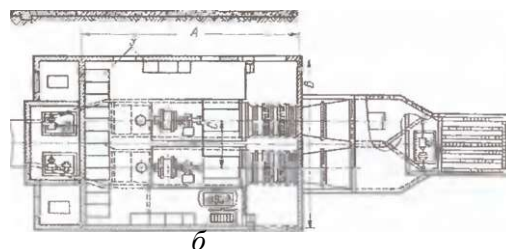
Техническая характеристика реверсивных вентиляторов

Показатели	ВО-12А	ВО-14А	ВО-16А	ВО-18А	ВО-21А
Диаметр рабочего колеса, мм	1200	1400	1600	1800	2100
Частота вращения, об/мин	1000; 1500	1000; 1500	1000	1000	1000
Подача воздуха, м³/с:					
номинальная	16;24	27;40	40	73	95
минимальная	5;7,5	8;12	15	23	30
максимальная	27;40	45;67	65	105	145
при реверсе, не менее, %	60	60	60	60	60
Статическое давление, кПа:					
минимальное	0,1;0,225	0,13;0,29	0,2	0,25	0,3
максимальное	0,8;1,8	0,11;2,4	1,4	1,9	2,5
КПД, не менее	0,79	0,8	0,8	0,8	0,8
Мощность электропривода, кВт	30;90	55;200	132	250	500
Масса, т	3,1	4,1	5,9	7,3	9,5



Рис. 5.7. Осевой вентилятор ВОД-18, предназначенный для главного проветривания угольных шахт и рудников

Рис. 5.8. Схема вентиляторной установки главного проветривания с осевым вентилятором типа ВОД:
1 — канал; 2 — здание; 3 — вспомогательное оборудование для переключения воздушной струи; 4 — приводной электродвигатель; 5 — вентилятор; 6 — фундамент; 7 — глушитель шума; 8 — оборудование системы смазки; 9 — аппаратура автоматизации



б

Таблица 5.3

Техническая характеристика осевых одноступенчатых высоконапорных вентиляторов типа ВО

Показатели	12/8,5	14/8,5	14/10	16/10	18/12	21/12	21/14
Диаметр рабочего колеса, мм	1200	1400	1400	1600	1800	2100	2100
Частота вращения, об/мин	1500	1500	1500	1500	1000	1000	1000
Подача воздуха, м ³ /с:							
номинальная	27	45	45	65	75	100	100
минимальная	10	15	15	20	23	40	40
максимальная	45	70	70	105	120	100	160
Статическое давление, кПа:							
номинальное	3,5	3,6	4,7	4,7	3,25	3,5	4,5
минимальное	1,65	1,7	2,4	2,4	1,5	1,6	2,1
максимальное	4,4	4,7	5,5	5,5	4,2	4,6	5,7
Мощность электропривода, кВт	160	315	400	630	500	800	1000
к п д	0,82	0,84	0,82	0,84	0,83	0,84	0,83
Масса, т	3,5	5,0	5,0	6,5	8,5	11,0	11,0

Техническая характеристика осевых вентиляторов

Таблица 5.1

Показатели	вод-п	вод-16П	ВОД-30	ВОД-18	ВО-11	ВО-16
Диаметр рабочего колеса, мм	1100	1600	3000	1800	1100	1600
Частота вращения, об/мин	1500	1000	600	1000	1500	980
Подача воздуха, м ³ /с:						
номинальная	21	42	120	63	18	45
в рабочей области	7—33	12—67	50—224	20—100	8—27	18—70
Статическое давление, кПа:						
номинальное	3,38	3,3	2,4	3,9	1,1	1,4
в рабочей области	1,15—3,9	0,9—4,3	0,8—2,9	1,0—4,5	0,3—1,45	0,35—2,0
кпд	0,81	0,79	0,8	0,83	0,79	0,79
Мощность электропривода, кВт	132	160	1000	630	45	45;55;75

Высоконапорные осевые одноступенчатые вентиляторы типа ВО предназначены для установок главного проветривания шахт и рудников с подачей воздуха от 15 до 150 м³/с и статическом давлении 0,75—5,7 кПа (табл. 5.3). В табл. 5.4 приведена техническая характеристика осевых вентиляторов.

Шахтная установка главного проветривания с вентилятором ВОД (рис. 5.8) состоит из двух одинаковых вентиляторов, установленных рядом и соединенных с главным вентиляционным каналом посредством разветвляющихся подводящих каналов, в которых установлены устройства для перекрытия канала и отключения резервного вентилятора от вентиляционной сети.

Для проветривания тупиковых горных выработок чаще всего применяют осевые вентиляторы местного проветривания с электрическим приводом. Осуществляют промышленный выпуск вентиляторов местного проветривания типа ВМ (табл. 5.5), ВМЭ, ВМЭВО (табл. 5.6). (рис. 5.9). В вентиляторах местного проветривания предусмотрена установка входного направляющего аппарата, который обеспечивает возможность экономичного регулирования режима работы вентилятора для поддержания заданного расхода воздуха на выходе из трубопровода по мере подвигания забоя.

Вентиляторы местного проветривания применяют для проветривания штреков, уклонов, сбоек, квершлагов и бремсбергов.

Для проветривания тупиковых горизонтальных и наклонных выработок протяженностью до 2000—2500 м используют вентиляторы типа ВМЭВО-8А, ВМЭВО-7,1А и др. При необходимости увеличения подачи воздуха в забой выработок большой протяженности в конструкции вентилятора предусмотрена возможность последовательного секционирования двух и более агрегатов в единый блок.



Рис. 5.9. Вентилятор ВМЭВО-8А местного проветривания

Таблица 5.5

Техническая характеристика электрических осевых вентиляторов местного проветривания типа ВМ

Показатели	ВМ-3м	ВМ-4м	ВМ-5м	ВМ-6м	ВМ-8м	ВМ-12м
Диаметр рабочего колеса, мм	296	396	496	595	795	1185
Частота вращения, об/мин	2820	2900	2940	2950	2960	1470
Производительность, м ³ /с:						
в рабочей области	0,7—1,67	0,8—2,5	0,16—4,6	2,3—8	4—13	10—20
номинальная	1,0	2,0	3,16	5,66	10	20
Давление, кПа	1—0,4	1,42—0,7	2,4—0,6	3,3—0,74	4,2—0,8	3,8—0,8
Потребляемая мощность, кВт	1—2,2	2,8—3,8	5—13	10—22,5	15—50	40—110
Номинальный диаметр присоединяемых патрубков, мм	300	400	500	600	800	1200
Длина проветривания выработок, м:						
одним вентилятором	120	300	400	600	1000	1000
двумя, соединенными последовательно	180	500	700	1000	1600	1600
КПД	0,5	0,5	0,67	0,68	0,68	0,71
Масса, кг	85	140	250	350	800	2300

Таблица 5.6

Техническая характеристика осевых вентиляторов местного проветривания типа ВМЭ

Показатели	ВМЭВО-6А-01	ВМЭВО-6А	ВМЭВО-7,1А	ВМЭВО-6,7А	ВМЭВО-8А	ВМЭ-12А
Диаметр рабочего колеса, мм	600	630	710	670	800	1200
Частота вращения, об/мин	2950	2950	2950	2950	2950	1500
Производительность, м ³ /с:						
в рабочей области	2,5—7,5 3,5—9,5	3,0—9,5	5—14,5	4—11	6—21	10—30
номинальная	6; 7	7	И	8,5	15	21
Давление, кПа:						
в рабочей области	0,5—2,2 0,6—3,1	0,6—3,1	0,7—4,4	0,6—4,4	0,8—5,2	0,8—3,0
номинальное	2,0; 2,5	2,5	3,9	4,0	4,7	2,6
Потребляемая мощность, кВт	18,5; 25	25	55	45	90	110
Номинальный диаметр присоединяемых патрубков, мм	600; 800	600; 800	800; 1000	800	1000; 1200	—
КПД	0,75	0,77	0,79	0,78	0,78	0,73
Масса, кг	380	400	750	620	1050	

Вентиляторы местного проветривания имеют взрывозащищенное исполнение электродвигателей, поэтому могут применяться в шахтах, опасных по газу и пыли.

Обычно для проветривания строящихся шахтных стволов до глубины 250 м устанавливают один осевой вентилятор местного проветривания, при глубине более 250 м — два вентилятора, из них один — основной типа ВЦ и второй — вспомогательный осевой типа ВМ. Для проветривания шахтных стволов диаметром до 8 м и глубиной до 1400 м, строящихся с применением буровзрывных работ и проветриваемых нагнетательным способом, предназначается проходческий вентилятор ВЦП 16.

Пневматические вентиляторы местного проветривания в связи с более высокой стоимостью пневматической энергии применяют только в условиях, не допускающих по правилам безопасности использование вентиляторов с электрическим приводом. Пневматические вентиляторы типа ВМП обеспечивают подачу воздуха от 0,3 до 8 м³/с при давлении от 0,5 до 2,8 кПа.

5.4. Дегазация горных выработок

В шахтах с высокой метанообильностью при использовании обычных способов вентиляции не справляются с разжижением газов в выработках до предельно допустимой концентрации. В этих условиях для повышения эффективности вентиляции шахт проводят дегазацию, т.е. комплекс мероприятий, уменьшающий количество поступающего в горные выработки метана.

Комплекс мероприятий по дегазации горных выработок включает в себя дегазацию выработанного пространства, в котором продолжается выделение газа из обрушенных пород, консервацию газа в массиве горных пород и замедление выделения газа из угольного пласта.

Дегазация применяется во всех основных угольных бассейнах страны. Различают *оперативную* дегазацию, т.е. применяющуюся в процессе разработки пласта или его части, и *заблаговременную*, выполняемую до начала работ по выемке полезного ископаемого.

Дегазация горных пород, заключающаяся в снижении их естественной газоносности, может осуществляться через скважины, пробуренные из горных выработок или с земной поверхности в пласты полезного ископаемого и вмещающих пород.

При разработке мощных пластов угля *дегазация пласта* состоит в том, что из штрека с некоторым опережением очистного забоя бурят дегазационные скважины (рис. 5.10), из которых метан откачивают с помощью вакуум-насосов или газоотсасывающих вентиляторов. Расстояние между скважинами — 10—20 м, продолжительность их эксплуатации — 6—8 месяцев; за это время газообильность очистных забоев снижается в 2—2,5 раза.

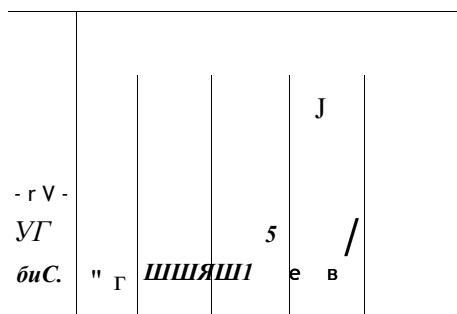


Рис. 5.10. Схема дегазации угольного пласта скважинами:

1 — очистной забой; 2 и 3 — откаточный и вентиляционный штреки; 4 — скважины; 5 — дегазационный трубопровод

Дегазацию выработанного пространства можно осуществлять путем отсоса метана через перфорированные трубы длиной 10—30 м, прокладываемые в верхней части выработанного пространства (рис. 5.11, а), или через скважины, которые бурят из расположенных выше выработок, например, из вентиляционных штреков (рис. 5.11, б). Возможна также изоляция выработанного пространства с помощью перемычек и полимерных покрытий.

Способ дегазации пластов путем их *гидрорасчленения* или *гидроразрыва* заключается в увеличении газопроницаемости угля и пород за счет раскрытия существующих (это гидрорасчленение) и создания новых (это гидроразрыв) трещин посредством нагнетания в пласт жидкости под высоким давлением с последующим отсасыванием метана после откачки жидкости. Жидкость, это обычно вода, нагнетается через скважины, пробуренные из горных выработок или с земной поверхности (рис. 5.12).

Консервация метана в угольных пластах и вмещающих породах может быть осуществлена путем их увлажнения или физико-химической обработки. При нагнетании воды в угольный пласт для уменьшения пылеобразования при его выемке происходит заполнение трещин водой и вследствие этого частичная консервация в них метана. Физико-химическое воздействие на угольные пласты и вмещающие породы заключается в нагнетании в массив полимерных растворов, которые после затвердевания блокируют метан в порах и трещинах и предотвращают поступление его в горные выработки.

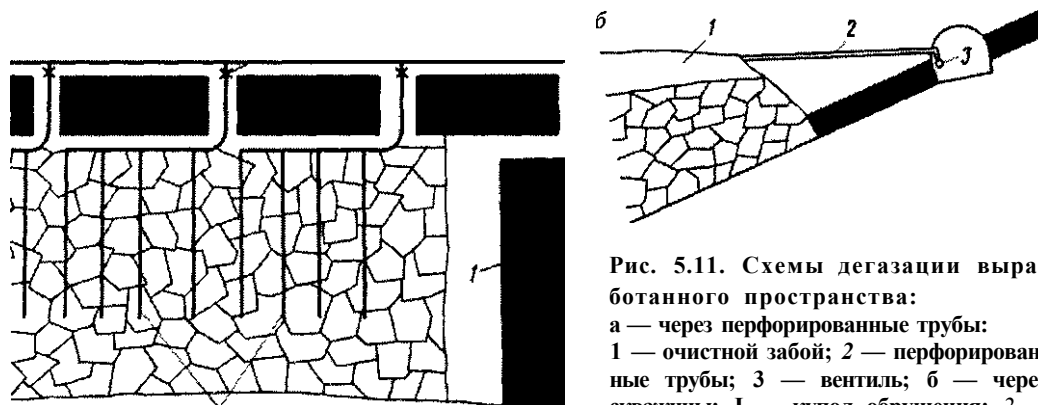
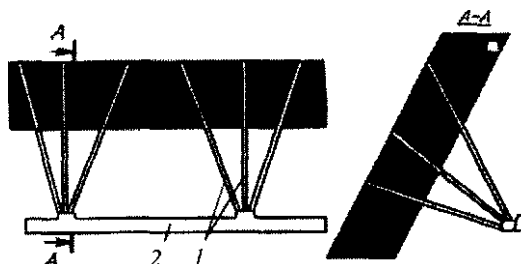


Рис. 5.11. Схемы дегазации выработанного пространства:

а — через перфорированные трубы: 1 — очистной забой; 2 — перфорированные трубы; 3 — вентиль; б — через скважины: 1 — купол обрушения; 2 — скважина; 3 — вентиляционный штрек; 4 — откаточный штрек; 5 — дегазационный трубопровод

Рис. 5.12. Схема дегазации с гидроразрывом угольного пласта через скважины, пробуренные из горных выработок: 1 — дегазационные скважины; 2 — полевой шпрек



Снижение газообильности высокогазообильных выемочных участков можно осуществлять также с применением газоотводящих скважин и *газоотсасывающих вентиляторов*, расположенных на земной поверхности, путем изолированного отвода газозвоздушной смеси с любой концентрацией метана. Для этого используют специальные газоотсасывающие высокопроизводительные и высоконапорные вентиляторы типа ВЦГ-7М, УВЦГ-9, УВЦГ-15 (табл. 5.7), (рис. 5.13).

Дегазацию можно выполнить *микробиологическим способом*, при котором в угольный пласт нагнетают бактериальную суспензию в смеси с воздухом, в этом случае происходит окисление метана и превращение его в белковые соединения в процессе жизнедеятельности бактерий.

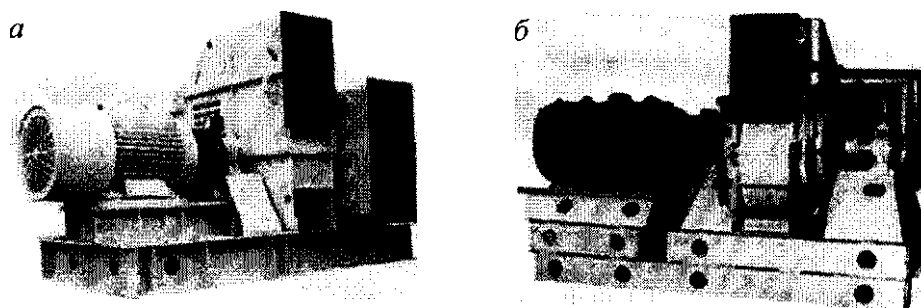


Рис. 5.13. Вентиляторы ВЦГ-7М (а) и УВЦГ-9 (б), предназначенные для снижения газообильности выемочных участков и ликвидации скоплений метана на сопряжениях очистных и вентиляционных выработок в угольных шахтах

Таблица 5.7

Техническая характеристика газоотсасывающих вентиляторов

Показатели	ВЦГ-7М	УВЦГ-9	УВЦГ-15
Диаметр рабочего колеса, мм	810	1000	1610
Частота вращения, об/мин	3000	3000	1500
Производительность, м ³ /с	9,0	18,5	35
Статическое давление, кПа	8,0	14,0	9,0
Мощность электропривода, кВт	132	400	400
Размеры, мм:			
длина	2750	3490	5020
ширина	2800	2490	3000
высота	1800	2500	3215
Масса, т	3,0	5,9	11,8

5.5. Подземные пожары

Рудничные пожары представляют серьезную опасность, особенно из-за возможности массового отравления выделяющимися ядовитыми газами работающих в шахте людей.

Рудничные пожары делят по происхождению на две группы:

- **экзогенные**, причиной возникновения которых являются внешние тепловые воздействия в виде открытого огня, замыкания в электропроводах и электроустановках и т. п.;
- **эндогенные**, возникающие в результате самовозгорания угля и сульфидных руд.

Эндогенная пожароопасность зависит от склонности полезного ископаемого к самовозгоранию или его химической активности. По химической активности угли разделяют на высокоактивные, к которым относят бурые угли, умеренно активные — каменные угли и малоактивные — большинство антрацитов.

Пожары от самовозгорания угля обнаруживаются по внешним признакам: устойчивое появление в рудничном воздухе оксида углерода и повышение его содержания — это главный ранний признак; изменение содержания кислорода и углекислого газа; повышение температуры в зоне самовозгорания; увеличение влажности воздуха и запотевание поверхностей горных выработок; появление специфических запахов гари и задымления.

Методы контроля пожароопасности заключаются в систематическом отборе проб воздуха в горных выработках и определении содержания в нем в первую очередь оксида углерода, затем остальных газов. Содержание оксида углерода определяется также экспресс-методом с помощью специальных индикаторных трубок. Пожарная профилактика направлена на предотвращение пожаров или уменьшение их размеров.

Профилактика эндогенных пожаров включает в себя следующие мероприятия:

- горные работы необходимо вести таким образом, чтобы в недрах оставалось как можно меньше потерянного полезного ископаемого;
- выемку пластов следует осуществлять обособленными участками, которые могут быть быстро изолированы от сети горных выработок;
- необходимо применять закладку выработанного пространства, особенно гидравлическую; нужно проводить профилактическое заиливание пульпой из смеси глины с водой пожароопасных зон через скважины, пробуренные с земной поверхности или из горных выработок, после ограждения выработанного пространства перемычками со всех сторон;
- нужно изолировать выработанное пространство для уменьшения притока в него воздуха;
- осуществлять химическую обработку угля для снижения его способности соединяться с кислородом воздуха — дезактивацию угля.

Профилактика экзогенных пожаров предусматривает сокращение в горных выработках количества горючих материалов; максимальное устранение возможных источников тепловых импульсов; возведение копров, надшахтных зданий и сооружений из негорючих материалов; возведение крепи устьев стволов, штолен и шурфов, по которым подают в шахту свежий воздух, а также сопряжений этих выработок с выработками вскрываемых горизонтов, устьев уклонов, бремсбергов и ходков из негорючих материалов; возведение крепи наклонных стволов и штолен, по которым подают свежий воздух, главных квершлага, главных и групповых откаточных штреков, специальных камерных выработок из негорючих материалов.

Все выработки шахты и установки должны быть обеспечены необходимыми средствами пожаротушения — трубопроводами для подачи воды, пожарными гидрантами и огнетушителями; средствами ликвидации очагов пожаров — вентиляционными и противопожарными дверями, лядами и водяными завесами; изоляционными материалами — глиной, песком, цементом и гипсом.

Тушение пожаров осуществляют активными средствами и путем полной изоляции очагов пожара.

Противопожарное водоснабжение и расстановку средств обнаружения и ликвидации пожаров выполняют в соответствии со специальным проектом комплексной противопожарной защиты шахты.

5.6. Подавление пыли и газон на открытых горных работах

Основными источниками образования пыли и газа в карьерах являются буровзрывные работы, погрузочно-транспортные операции. Выделение токсичных газов происходит при производстве массовых взрывов в карьере (рис. 5.14) и в результате работы автотранспорта по перевозке взорванной горной массы на отвалы, на дробильно-перегрузочные пункты, а также на рудные склады различного назначения.

После массового взрыва пылегазовое облако распространяется, как правило, по всему объему карьера и вовлеченное в воздушные атмосферные потоки рассеивается за его пределами. Время рассеивания пылегазового облака при различных метеоусловиях составляет до нескольких десятков минут. Высота подъема пылегазового облака может достигать в отдельных случаях 800 м, а дальность распространения — до 15—20 км.

Интенсивность образования пыли и газов при производстве буровзрывных работ в карьерах зависит от многих факторов, к основным из которых относят: механические свойства горных пород, влажность массива горных пород, способы бурения взрывных скважин, ассортимент применяемых ВВ, виды используемых забоечных материалов, методы взрывания, время производства массового взрыва, метеоусловия на момент массового взрыва и др.

Рис. 5.14. Пылегазовые облака при производстве массовых взрывов в карьере

При увеличении коэффициента крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова количество пыли, выделяющейся при взрыве, увеличивается. Так, при взрывании горных пород, имеющих коэффициент крепости $f = 6-8$, количество пыли образуется до $0,04 \text{ кг/м}^3$, а при взрывании пород с $f = 12-14$ выделяется до $0,22 \text{ кг/м}^3$ пылеобразных частиц размером $< 1 \text{ мм}$. При взрывании обводненных пород той же крепости выход указанной фракции уменьшается в $1,3-2,7$ раза, что объясняется связыванием (коагуляцией) образовавшихся при взрыве паров и мельчайших частиц воды с пылевидными фракциями горных пород.

При шарошечном бурении взрывных скважин (станками СБШ-250МН) очистку их забоев от продуктов разрушения осуществляют с помощью воздушно-водяной смеси. Крупные частицы оседают вблизи устья скважины, а мелкие, особенно пылевые, уносятся на расстояние до $10-14 \text{ м}$.

Количество пылевых фракций размером $1,4 \text{ мкм}$ в буровом шламе в зависимости от крепости пород достигает $20-25 \%$ его общего объема, удельное пылеобразование составляет $0,043-0,254 \text{ кг}$ на 1 кг взорванного ВВ.

Формирование пылегазового облака при взрывании участка блока с подобранным забоем уступа происходит не только из-за выбросов из верхней площадки уступа, но и за счет взметывания пыли с нижнего горизонта под действием газов, прорывающихся из откоса уступа и вследствие формирования развала из пород бокового откоса уступа. При взрывании участка блока в зажатой среде сокращается время формирования пылегазового облака, уменьшаются его объем и высота подъема. Объем пылегазового облака уменьшается при взрывании в зажатой среде из-за отсутствия выбросов пыли из боковой поверхности уступа и падений кусков породы на нижнюю площадку уступа.

При взрывании эмульсионных ВВ в атмосферу карьера выделяется значительно меньше ядовитых газов, чем при использовании промышленных тротил со держащих **ВВ**.

При взрывании 20—30-метровых уступов количество пыли, выбрасываемой в атмосферу карьера, уменьшается на 30—40 % по сравнению с взрыванием 10—15-метровых уступов, а высота подъема пылегазового облака при взрывании 10—15-метровых уступов на 20 % больше, чем при взрывании 20—30-метровых.

Применение качественной забойки взрывных скважин заметно снижает уровень пылегазовых выбросов в атмосферу карьера. Забойка способствует уменьшению начальной скорости вылета газов при взрыве из скважины на 20—30 %, уменьшению на 30—50 % максимальной высоты подъема пылегазового облака и на 20—30 % количества оксидов азота.

По мере развития открытых горных работ их воздействие на окружающую среду усиливается, затрагивает региональные интересы населения, обуславливает обострение экологических, санитарно-гигиенических и экономических проблем.

В связи с этим существует актуальность **оперативного контроля пылегазового режима** открытых горных работ, который включает в себя определение следующих параметров:

- количества поступающих пыли и газов из карьера в окружающую среду;
- уровня загрязненности атмосферы карьера и динамики его изменения во времени и пространстве;
- допустимой продолжительности пребывания работников в загрязненной атмосфере и эффективности защитных мероприятий.

Комплекс технических средств оперативного контроля пылегазового режима карьеров позволяет:

- измерять загрязненность входящего и исходящего воздушных потоков на разной высоте от земной поверхности и на различном расстоянии от границ карьера;
- обследовать атмосферу карьера по любому маршруту и с требуемой периодичностью без захода человека в загрязненные зоны и в недоступных для него местах.

Основу комплекса средств оперативного контроля пылегазового режима крупного карьера могут составить стационарная лазерная станция «Луч-ДПР», передвижная лаборатория с комплектом бортовых, переносных (Квант-2П) и автономных анализаторов, пассивные газовые дозиметры одноразового применения.

Мероприятия по **управлению пылегазовым режимом карьеров** разделяют на две группы: первая — основанные на использовании природных условий; вторая — технологические.

Оценку природных условий района — климата, орографии, растительности — проводят для повышения эффективности естественного воздухообмена в карьере. Учитывают скорость и направление ветра, периоды штилей, инверсий температуры, годовое изменение температуры, количество и виды осадков, появление туманов, величину солнечной радиации.

Естественному воздухообмену в карьерах способствует небольшое количество штилевых дней в России, сравнительно активная деятельность ветра.

Эффективность проветривания зависит от глубины карьера, углов откосов бортов, технологии работ, направления ветра. Карьеры проветриваются при наличии ветра, естественной тяги, а также существуют искусственное проветривание.

Различают следующие *схемы проветривания карьеров с помощью ветра*.

Прямоточная схема — характерна для углов откоса борта карьера $< 15^\circ$. Ветер, срывающийся с поверхности, прямым течением попадает на уступы, за исключением небольших завихрений (рис. 5.15). Прямоточная схема приблизительно в 2—3 раза эффективнее рециркуляционной.

Рециркуляционная схема — реализуется при углах откоса борта $> 15^\circ$ (рис. 5.16). При этой схеме прямолинейные потоки ветра находятся в верхних слоях атмосферы карьера, в нижних — имеют место обратные, или рециркуляционные потоки, которые попадают на рабочие уступы. На уступах в результате действия рециркуляционных потоков появляется турбулентное движение воздуха. Вынос газов по сравнению с прямоточной схемой более медленный, главным образом, из-за обратного действия ветра, выходящего из зон рециркуляции в верхние слои. В глубоких карьерах при этой схеме возможно образование на дне непрветриваемых зон, объем которых может увеличиваться до 50 % объема карьера.

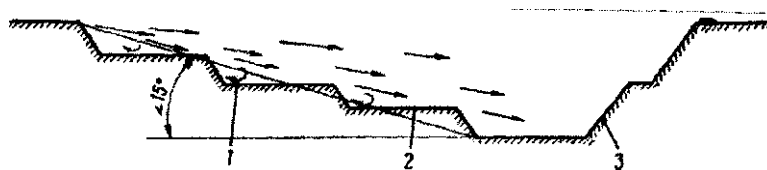


Рис. 5.15. Прямоточная схема проветривания карьера с помощью ветра:
1 — вихревое движение воздуха на уступах; 2 — рабочий борт; 3 — нерабочий борт

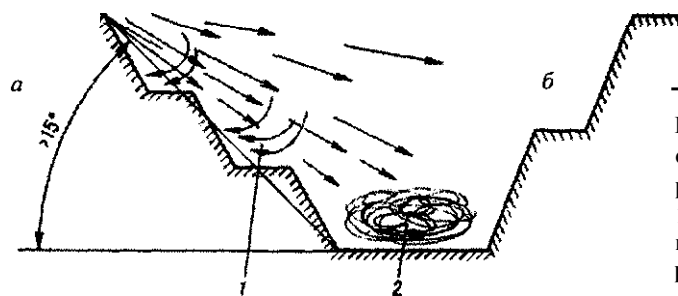


Рис. 5.16. Рециркуляционная схема проветривания карьера с помощью ветра:
1 — рециркуляция воздушного потока на уступах; 2 — непрветриваемая зона

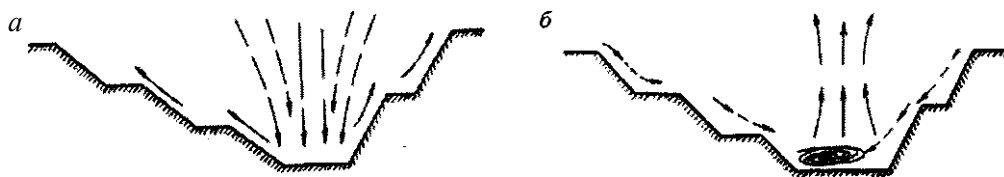


Рис. 5.17. Конвекционная (а) и инверсионная (б) схемы проветривания карьера за счет естественной тяги

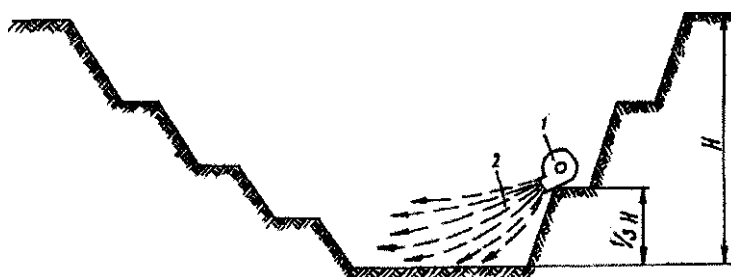


Рис. 5.18. Схема искусственного проветривания карьера:
1 — вентилятор местного проветривания типа ВМ; 2 — воздушный поток

Следующие схемы проветривания карьеров существуют за счет естественной тяги.

Конвекционная схема характерна для дневного времени суток, когда воздух, находящийся в карьере, нагревается быстрее наружного и поднимается по бортам карьера к массам более холодного воздуха (рис. 5.17, а).

Инверсионная схема характерна для ночного времени суток, когда холодный наружный воздух опускается вниз по бортам карьера, вытесняя из него более теплый воздух (рис. 5.17, б). Теплый воздух поднимается в середине карьера, в результате чего его температура растет снизу вверх, образуя инверсию. В инверсионном режиме проветривания на дне карьера могут скапливаться газы, опускающиеся вниз под действием наружного воздуха.

Искусственное проветривание карьеров применяют в том случае, если естественного воздухообмена недостаточно. Для этого используют шахтные вентиляторы местного проветривания (ВМ) и вентиляторные установки на основе списанных из авиации реактивных и турбовинтовых двигателей. Наиболее рационально расположить вентиляторную установку на высоте $1/3$ глубины карьера от его дна. Подачу воздуха в забой осуществляют свободной струей. Угол между струей и горизонтальной плоскостью должен быть равен углу раскрытия свободной струи — $15\text{--}25^\circ$ (рис. 5.18). Для пылеподавления в воздушную струю вводят небольшое количество воды, создавая таким образом тонкодисперсную воздушно-водяную струю.

Для улучшения проветривания карьеров необходимо большую ось карьера располагать перпендикулярно преобладающим ветрам, т.е. с учетом розы ветров, рабочие уступы должны быть на подветренной стороне, следует

принимать меры, для того чтобы в карьер не попали пыль отвалов и обога-
тельных фабрик, газы других предприятий, находящихся за пределами карье-
ра; угол откоса бортов карьера должен быть в пределах раскрытия потока
ветра; горные работы на уступах, особенно взрывные работы, следует вести
в периоды максимальной интенсивности естественного воздухообмена.

Необходимо, чтобы технические средства для искусственного провет-
ривания создавали воздушные потоки, скорость которых не должна сущест-
венно превышать минимально необходимую для выноса пыли; при восходящем
потоке — 0,6 м/с, при горизонтальном — 0,25 м/с.

К технологическим мероприятиям, способствующим снижению пы-
леобразования и газовыделений в карьере, а также защите людей от вред-
ного воздействия пыли и газов, относятся: оснащение буровых станков
средствами пылеподавления и пылеулавливания в процессе бурения сква-
жин; обработка поверхности пород взрывааемых блоков экологически безо-
пасными химическими реагентами; осуществление взрывной отбойки гор-
ных пород в зажатой среде на высоких уступах; использование эмульсион-
ных ВВ и механизированное зарядание скважин; оснащение людей средст-
вами индивидуальной защиты от вредного воздействия пылегазовых фак-
торов; применение комплекса средств оперативного контроля загрязненно-
сти атмосферы карьера.

ГЛАВА 6. ОСУШЕНИЕ ШАХТНЫХ И КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ. ВОДООТЛИВ В ШАХТАХ И РУДНИКАХ. ОСВЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

6.1. Осушение шахтных и карьерных полей

Перед началом эксплуатации месторождения полезных ископаемых
необходимо изучить его гидрогеологию: положение и распространение зон
аккумулирования воды, условия питания водоносных пластов, состав их вод,
водоудерживающие способности водоупорных пластов, режим поверхност-
ных вод. На основе этих сведений для каждого месторождения разрабатыва-
ют комплекс мер по защите его от воды, осушению шахтных и карьерных
полей, водоотливу из эксплуатационных горных выработок.

Поверхностные воды, находящиеся в реках и ручьях, озерах и прудах,
могут проникать в горные выработки по трещинам и пустотам в земной ко-
ре, через водоносные подземные пласты пород, имеющие связь с водоема-
ми, через устья горных выработок, через разведочные и эксплуатационные
скважины.

Для защиты шахтных и карьерных полей от поверхностных вод осушают мелкие болота, озера и пруды, отводят русла рек, создают противofильтрационные завесы путем тампонирувания трещиноватых участков пород, строят дамбы и водоотводные каналы в речных поймах для предотвращения попадания паводковых вод в устья выработок, тампонируют устья горных выработок и разведочных скважин.

Осушение шахтных и карьерных полей представляет собой комплекс мероприятий по снижению водопритока в горные выработки, уменьшению влажности (обводненности) горных пород и отводу (водоотливу) вод из горных выработок на земную поверхность. В зависимости от стадии проведения осушения относительно развития горных работ оно может быть предварительным, параллельным и комбинированным.

Предварительное осушение выполняют до вскрытия месторождения, т.е. до соединения залежи полезного ископаемого с поверхностью земли капитальными горными выработками. Его осуществляют в условиях высокой обводненности шахтного или карьерного поля, при наличии во вмещающих породах водоносных пластов с большими запасами воды. Основная цель этой стадии процесса осушения заключается в том, чтобы опустить уровень подземных вод ниже горизонта горных работ.

Параллельное осушение проводят одновременно с развитием горных работ с помощью специальных дренажных устройств, а также шахтных стволов и других горных выработок параллельно с их строительством.

Комбинированное осушение применяют при поэтапной разработке крупных месторождений полезных ископаемых, когда часть месторождения, например верхняя, находится в эксплуатации, и ее осушение проводят по параллельной схеме, а другая часть — нижняя — находится в стадии предварительного осушения.

Осушение осуществляют с помощью водопонижающих и водопоглощающих скважин, а также подземных дренажных горных выработок; в период эксплуатации месторождения функции дренажных выполняют также основные горные выработки.

Водопонижающие скважины бурят с земной поверхности на водоносный горизонт, после чего откачивают воду насосами, установленными около устья скважины. Скважины бурят станками ударного и вращательного действия на глубину до 700 м с начальным диаметром 250—1000 мм и конечным — 110—500 мм.

Водопоглощающие скважины предназначены для перепуска воды с верхних горизонтов на нижний.

Водопонижающие и водопоглощающие скважины применяют при осушении горных пород, обладающих высокой водопроницаемостью; этот способ может быть использован также для защиты шахт и карьеров от поступления в них воды из находящихся вблизи крупных водоемов, связанных с подземными водами.

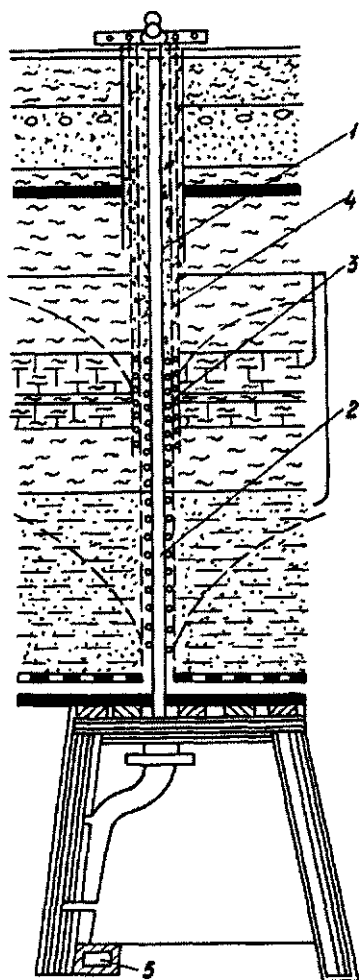


Рис. 6.1. Сквозной фильтр:

1 — обсадная труба; 2 — перфорированная колонка; 3 — гравийная засыпка; 4 — песчаная засыпка; 5 — водоотводная канавка

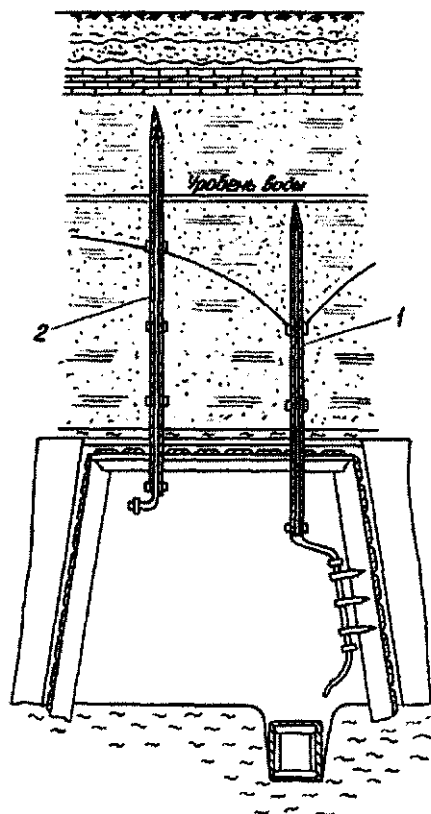


Рис. 6.2. Забивной фильтр:

1 — скважина с фильтром; 2 — аэрирующая скважина

Подземные дренажные выработки предназначены для осушения пород со слабой водопроницаемостью, при небольших напорах подземных вод, для осушения карстовых и тектонических зон, из которых возможны прорывы песчано-глинистого материала в подземные выработки.

Подземные дренажные выработки служат для отвода воды из вскрываемых горных пород; для заложения в них различных дренажных устройств — сквозных и забивных фильтров, наклонных и горизонтальных скважин с целью осушения выше- и нижележащих водоносных пород; для приема воды из других эксплуатационных горных выработок; отвода дренируемой воды из зоны ведения горных работ.

Дренажные горные выработки могут быть незатопляемыми, временно затопляемыми и затопляемыми. Их отделяют от эксплуатационных выработок герметическими перемычками.

Сквозные фильтры — скважины, пробуренные с земной поверхности до кровли подземной выработки, обсаженные трубами и оборудованные фильтрами в местах пересечения водоносных пород (рис. 6.1).

Забивные фильтры — устройства для снижения уровня, или напора, подземных вод в слое пород, залегающем на расстоянии 12—15 м от выработки (рис. 6.2).

В сложных условиях применяют комбинацию различных способов осушения.

6.2. Водоотлив в шахтах и карьерах

Водоотлив в шахтах и карьерах предназначен для удаления из горных выработок воды, попавшей в них с земной поверхности и из подземных водоносных горизонтов.

Поступление воды в выработки характеризуют **водопритоком**. Общий водоприток складывается из притока подземных и поверхностных вод, атмосферных осадков и технической воды, применяющейся в технологических процессах. Водопритоки в шахту или карьер оценивают абсолютной и относительной водообильностью.

Абсолютная водообильность горных выработок определяется величиной общего водопритока в единицу времени и составляет в зависимости от гидрогеологических условий залегания месторождения 100—300 м³/ч, иногда достигая 1000—2000 м³/ч и более. Наблюдаются сезонные изменения водопритока в горные выработки: максимальный отмечается в весенний и осенний периоды.

Относительная водообильность характеризуется коэффициентом водообильности K_v , м³/т, под которым понимают отношение годового водопритока к массе добытого за тот же период времени полезного ископаемого:

$$K_v = Q/A,$$

где Q — водоприток, м³/год, A — добыча полезного ископаемого, т/год.

Коэффициент водообильности в зависимости от гидрогеологических условий, производственной мощности предприятия и применяющихся на предприятии технических средств составляет от 0,4 до 25 м³/т и более.

Подземные воды по составу могут быть пресными и минерализованными; в зависимости от качественного и количественного содержания в подземных водах тех или иных солей их разделяют на мягкие, жесткие, кислые и соленые. Кислые воды насыщены свободной серной кислотой, образующейся в результате окисления соединений серы, которая присутствует в земной

коре. При содержании серной кислоты более 50 мг в 1 л рудничной воды ее агрессивность настолько велика, что для ее откачки необходимо применять кислотоупорные насосы и трубопроводы. На глубинах порядка нескольких сотен метров часто встречаются соленые воды и рассолы, по составу солей относящиеся к хлоридно-кальциево-натриевому типу.

Кислотные и соленые воды оказывают разрушающее действие на бетонную и металлическую крепь, металлические трубы, рельсы, насосы и другие металлические изделия, резко сокращая сроки их службы. Для повышения долговечности крепи и оборудования в условиях их контакта с агрессивными шахтными водами осуществляют нейтрализацию вод (например, негашеной известью), применяют антикоррозионные покрытия металлических изделий, используют изделия из материалов, устойчивых против коррозии.

В подземных водах могут содержаться растворенные полезные элементы, такие как медь, серебро и др. Извлечение их из шахтных вод — одна из задач комплексного использования минеральных ресурсов недр земли.

Подземные воды могут быть сильно загрязнены различными органическими веществами и даже организмами — микробами, бактериями. Поэтому употребление шахтных вод для питья опасно для жизни человека и категорически запрещено.

Снижение водопритока в горные выработки осуществляют путем удаления из них воды с применением различных схем водоотлива и ограждения горных выработок от проникновения поверхностных и подземных вод водонепроницаемыми перемычками, противодиффузионными завесами и дамбами.

В большинстве случаев приходится выполнять водоотлив шахтных вод посредством подъема воды на земную поверхность. В некоторых случаях при разработке нагорных месторождений полезных ископаемых подземным способом или карьерами вода из выработок удаляется самотеком по траншеям, канавам и штольням.

Водосбор и водоотлив осуществляют следующим образом: вода со всей системы горных выработок собирается с помощью канав в специальные выработки — водосборники, находящиеся при насосных станциях, и удаляется на земную поверхность насосами по трубопроводам или самотеком, если позволяют условия.

При подземной разработке месторождений могут применяться в зависимости от водопритока и порядка отработки залежи различные *схемы водоотлива* (рис. 6.3).

При значительных водопритоках в случае одновременной работы всех горизонтов насосные станции устанавливают на всех рабочих горизонтах и откачку воды на земную поверхность ведут из водосборников каждого горизонта отдельной водоотливной системой (см. рис. 6.3, *а*).

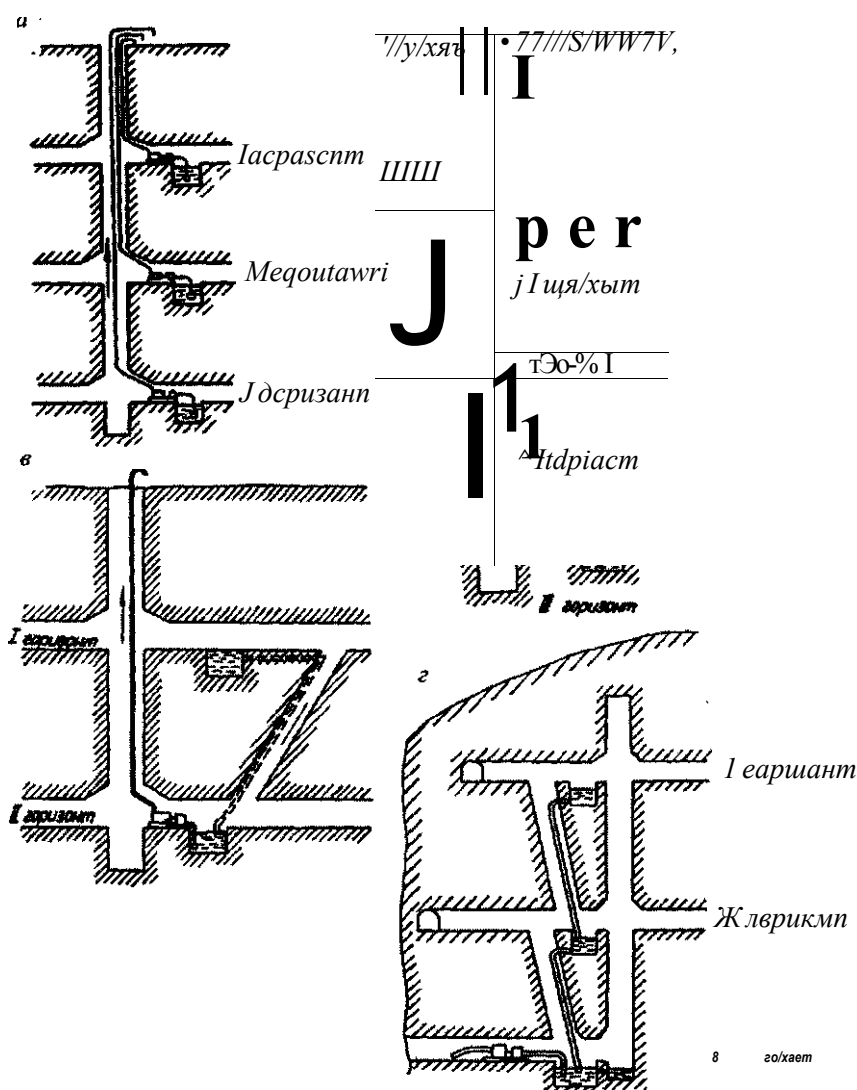


Рис. 6.3. Схемы подземного водоотлива:

а — непосредственный водоотлив с каждого горизонта; б — перекачка воды на вышележащие горизонты; в — спуск воды с вышележащего горизонта и откачка на земную поверхность; г — спуск воды в штольню

При последовательной отработке горизонтов воду собирают в водосборники на каждом горизонте, перекачивают ступенчато в водосборники на вышележащих горизонтах и затем выдают на земную поверхность (см. рис. 6.3, б).

При небольших водопритоках возможен перепуск воды в водосборник на нижнем горизонте с последующей ее откачкой на земную поверхность (см. рис. 6.3, в).

В случае вскрытия залежи полезного ископаемого штольной и слепым стволом воду можно перепускать из водосборников вышележащих горизонтов самотеком, а водосборники, расположенные выше, будут выдаваться по штольне на земную поверхность (см. рис. 6.3, г).

Различают **главный водоотлив**, устраиваемый в камере околоствольного двора для откачки на земную поверхность всего притока воды в шахту, и **вспомогательный** для перекачки воды с отдельных участков шахты к водосборникам главного водоотлива.

Система водоотлива включает в себя сеть водоотводных канавок, участковые и главные водосборники, насосные станции, вспомогательные устройства (водотрубные ходки, перемычки и т. п.), устройства автоматизации и контроля.

Водоотводные канавки устраивают в горизонтальных и наклонных горных выработках для сбора и отвода воды к водосборникам. Вода всегда движется по направлению к шахтному стволу или устью штольни, т. е. к выходам на земную поверхность. Канавкам придают трапециевидную форму поперечного сечения, при необходимости в них устанавливают крепь, сверху канавки перекрывают деревянным настилом или бетонными плитами. При площади поперечного сечения канавок $0,035—0,04 \text{ м}^2$ они могут пропускать по горным выработкам до $75—125 \text{ м}^3/\text{ч}$ воды. Для стока воды почве выработкам придают поперечный уклон — $0,002$ и продольный — от $0,002$ до $0,008$. Для сохранения пропускной способности канавок их периодически очищают от различных засорений.

Водосборники, расположенные на участках шахты, называют *участковыми*, а расположенные в околоствольном дворе шахты, — *главными*. Водосборники состоят из двух и более горных выработок, которые находятся на $2,5—3 \text{ м}$ ниже уровня насосной камеры. В шахтах, опасных по прорыву воды, вместимость водосборников главных и участковых водоотливных установок нужно рассчитывать соответственно на восьми- и четырехчасовой приток воды, для остальных шахт — на четырех- и двухчасовой водоприток.

Насосная станция (рис. 6.4) включает в себя насосную камеру; водоприемные колодцы, в которые из водосборников поступает вода; насосы, установленные в насосной камере и откачивающие воду из водоприемных колодцев; трубопроводы; средства автоматизации и контроля процесса водоотлива.

Главная насосная станция располагается в камере около шахтного ствола. Пол насосной камеры во избежание затопления устраивают на $0,5 \text{ м}$ выше отметки околоствольного двора. В насосной камере устанавливают три одинаковых насоса, из которых один находится в работе, второй — подменный, в резерве, и третий — в профилактическом ремонте. В случае необходимости, при внезапном прорыве воды в шахту, могут работать все насосы одновременно.

Рис. 6.4. Подземная насосная станция:

1 — всасывающие трубы к насосам; *2* — электродвигатель; *3* — насос; *4* — магнитный пускатель; *5* — напорный трубопровод; *6* — электроподстанция; *7* — кнопочный пост управления; *8* — колодец; *9* — решетчатая дверь

Таблица 7.4

Технические параметры некоторых насосов

Показатели	ЦНСШ 300-570	ЦНС 300-600
Частота вращения, об/мин	1480	1475
Подача, м ³ /ч	300	300
Напор, м	570	570
Число ступеней	8	10
Напор ступени, м	72	57
Потребляемая мощность, кВт	600	716
КПД, %	77	65
Масса, кг	2740	2410

Насосная камера соединена с водосборниками через приемный колодец, в который опущены всасывающие патрубки насосов; для предотвращения затопления насосную камеру отделяют от выработок околоствольного двора герметичной дверью, установленной в горизонтальном ходке; с шахтным стволом камера соединяется наклонным вверх ходком, по которому проложены электрические кабели и не менее двух нагнетательных трубопроводов. Один из нагнетательных трубопроводов является рабочим, второй — резервным. Для монтажа нагнетательных трубопроводов применяют стальные или чугунные трубы диаметром 100—600 мм. Давление в трубопроводе при откачивании воды — 1,0—10 МПа.

Для установок главного водоотлива используют *центробежные многоступенчатые секционные насосы* типа ЦНС, ЦНСК, МС, МСК, ЦНСШ. Буквы в марках насосов обозначают: ЦНС — центробежный насос секционный; МС — центробежный многоступенчатый секционный; буква К после ЦНС — насос кислотоупорный, Ш — шахтный. Числа после букв показывают подачу насоса, м³/ч, и напор, м.

Подача насосов главного водоотлива может быть в пределах 38—500 м³/ч, напор — 50—1300 м, мощность электродвигателя — 7—2900 кВт, масса — 185—7200 кг. Технические параметры некоторых насосов приведены в табл. 6.1.

Надежность работы водоотливных установок зависит от уровня их автоматизации. Автоматизированное управление насосными агрегатами осуществляют на основе контроля уровня воды в водосборниках, при этом различают верхний уровень, повышенный и аварийный. В зависимости от уровня воды в водосборниках система управления водоотливом автоматически включает один или два насоса, отключает неисправный насос и включает резервный. Каждая насосная установка должна откачивать и каждый нагнетательный трубопровод должен пропускать нормальный суточный приток воды за время не более чем 16 часов.

На открытых горных работах система водоотлива включает в себя *открытые водосборники* в виде канав и колодцев, расположенных на нижних уступах или на дне карьера, а также передвижные или стационарные насосные установки и нагнетательные трубопроводы, которые обычно укладывают по нерабочему борту карьера. Водосборники связаны с рабочими уступами карьера водоотводными канавками, по которым вода движется самотеком.

6.3. Освещение горных выработок

Недостаточную освещенность открытых и подземных выработок считают одной из причин травматизма и аварий. Нормы освещенности рабочих мест регламентируются правилами технической эксплуатации машин и механизмов и правилами безопасности с учетом места и видов выполняемых работ.

Освещение в горных выработках различают переносное и стационарное.

Переносное освещение может быть от индивидуальных бензиновых, ацетиленовых, электрических аккумуляторных светильников и от местных светильников, установленных на горных машинах.

Стационарное освещение создают с помощью осветительных электрических линий и светильников, установленных в горных выработках.

На поверхности шахты или карьера должны постоянно освещаться все рабочие места, приемные площадки у ствола, лестницы, проходы для людей и помещения с электротехническими установками, склады и отвальные пути.

Светильники, подключенные к электрической сети, должны постоянно освещать:

- околоствольные дворы, машинные камеры, мастерские, электровозные депо, медпункты, склады взрывчатых материалов, главные и вспомогательные горные выработки, по которым осуществляется передвижение людей и транспортирование грузов, разгрузочные и погрузочные площадки;
- рабочие площадки уступов, борта карьеров, железнодорожные пути и автодороги, пункты разгрузки и перегрузки горной массы, лестницы на откосах уступов.

Осветительные приборы по мощности могут быть двух типов: светильники для ближнего действия на расстояние 20—30 м и прожекторы на расстояние до 200 м. В качестве источников света применяют в основном лампы накаливания, в прожекторах используют ртутные лампы высокого давления со световой отдачей в четыре раза больше, чем у ламп накаливания.

Стационарные светильники в нормальном исполнении (РН) применяют на шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли, светильники повышенной надежности (РП) — на шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли, и светильники во взрывобезопасном исполнении (РВ) — на шахтах сверхкатегорных.

Светильники типа РН применяют с лампами накаливания РН-60, РН-100, РН-200 и люминесцентными лампами РНЛ-20, РНЛ-80; светильники типа РП — с лампами накаливания РП-100М, РП-200М, ПМН-500 и ртутными лампами РП-ДРЛ-80, РП-ДРЛ-125; светильники типа РВ — с люминесцентными лампами РВЛ-20М, РВЛ-40М, РВЛ-80М.

Для освещения очистных забоев с механизированными комплексами используют взрывобезопасные светильники Луч-2, СВВ-2/83, СЭВ-60, СЭВ-5.

Переносные индивидуальные светильники — это в основном электрические аккумуляторные головного и ручного типов «Кузбасс», «Украина», СГУ-4, СГГ-3, СГГ-7, СГГ-8, СГД-5. Светильник состоит из пластмассового корпуса, в котором помещается аккумуляторная батарея, гибкого двухжильного кабеля и фары в пластмассовом корпусе, имеющей лампу с двумя нитями накаливания на 1,0 и 0,5 А. Корпус лампы с аккумуляторной батареей подвешивают на пояс, а фару крепят на каске горнорабочего. Создают индивидуальные головные светодиодные светильники.

Согласно правилам безопасности, каждый человек перед спуском в шахту обязан получить в ламповой исправный индивидуальный переносной светильник и, находясь в подземных выработках, постоянно иметь его при себе.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И ЗАДАНИЯ

1. Назовите основные вертикальные, наклонные и горизонтальные подземные и открытые горные выработки и дайте им определения.
2. Назовите виды горных предприятий и их продукции.
3. Какие существуют способы разрушения горных пород?
4. В чем состоит сущность процессов механического разрушения горных пород?
5. Раскройте сущность взрывного разрушения горных пород.
6. В чем заключается сущность процессов гидравлического разрушения горных пород?
7. Раскройте сущность процессов перемещения горной массы при ведении подземных горных работ.
8. Раскройте сущность процессов перемещения горной массы при ведении открытых горных работ.
9. Назовите способы поддержания горных выработок.
10. Объясните сущность процессов поддержания горных выработок.
11. Объясните сущность процессов проветривания подземных горных выработок.
12. В чем состоят особенности проветривания открытых горных выработок?
13. Расскажите об осушении шахтных и карьерных полей.
14. В чем заключаются процессы водоотлива на горных предприятиях?"
15. В чем состоит сущность освещения горных выработок?

*Природа не терпит
неточностей
и не прощает ошибок.
Ралф Уолдо Эмерсон
(1803—1882)*

Часть II

**ОСНОВЫ
РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**



ГЛАВА 7. ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

7.1. Проведение горных выработок

7.1.1. Способы проведения горных выработок

В зависимости от физических свойств горных пород, в основном от прочности, назначения, срока службы, от размеров поперечного сечения и протяженности горных выработок применяют различные способы их проведения.

Под **способом проведения** горной выработки понимают совокупность технологических процессов, выполняемых в определенной последовательности для создания в массиве горных пород полости необходимых размеров и формы и обеспечения ее сохранности на период дальнейшей эксплуатации.

Основным фактором, определяющим сущность способа проведения выработки, является способ разрушения горных пород. На выбор способа проведения выработки оказывают влияние горно-геологические факторы с конечным выходом на технико-экономические показатели.

Главным фактором является *прочность горных пород*, кроме того, необходимо учитывать угол падения пласта или рудной залежи, мощность пласта или рудной залежи, ее изменчивость по простиранию и падению, наличие геологических нарушений, слоистости и трещиноватости полезного ископаемого и вмещающих пород, обводненности и газонасыщенности массива пород, опасности по динамическим проявлениям горного давления.

В настоящее время применяют в основном два способа проведения горных выработок: буровзрывной и комбайновый.

При *буровзрывном способе* проведения выработок разрушение породы, а именно отбойку от массива, производят взрывом зарядов ВВ, размещенных на некоторой глубине от поверхности забоя. Эта технология проведения выработки характеризуется как цикличная. При этом под технологией понимают определенный взаимоувязанный во времени и пространстве порядок выполнения основных и вспомогательных работ, процессов.

Основные технологические процессы при проведении выработок — отбойка породы от массива в забое, погрузка и транспортирование отбитой горной массы из забоя, возведение постоянной крепи выработки.

К *вспомогательным технологическим процессам* при проведении выработки относят возведение временной крепи, проветривание выработки, настилка рельсовых путей, наращивание вентиляционных, водяных, воздушных магистралей, кабелей силовых и связи, устройство водоотводной канавки.

Технология проведения выработок с применением *проходческих комбайнов* может быть названа поточной, так как она позволяет совместить во времени такие основные технологические процессы, как отбойка горной породы, погрузка ее в транспортные средства и удаление из забоя, возведение крепи выработки.

При различных горно-геологических и горно-технических условиях применяют соответствующие *технологические схемы* проведения горных выработок, характеризующиеся определенной взаимосвязанностью во времени основных и вспомогательных технологических процессов.

Разработаны технологические схемы проведения выработок буровзрывным способом угольным и породным забоями, смешанным породно-угольным забоем с различными размерами и формой поперечного сечения; с применением комбайнов избирательного действия (1ГПКС, КП-25 и другими) угольным и смешанным забоями; с использованием буросблочных машин и др.

В сложных горно-геологических условиях, характеризующихся, например, большим притоком воды в выработку, наличием плывунов, сыпучих горных пород применяют *специальные способы* проведения выработок.

Технология проведения выработок специальными способами содержит дополнительные технологические процессы, которые должны обеспечить возможность проведения выработок: замораживание и тампонирующие пород, смолоинъекционное упрочнение массива. К специальным способам относятся также проведение выработок с забивной или опускной крепью, щитовой способ и др.

В определенных горно-геологических и горно-технических условиях применяют также способы проведения выработок с разрушением породы *отбойными молотками* и *посредством гидравлического разрушения*.

Технологическая схема проведения горной выработки включает в себя описание и графическое изображение параметров выработки и ее крепи, расстановки проходческого оборудования, последовательности и продолжительности выполнения технологических процессов, а также расчетные технико-экономические показатели, мероприятия по охране труда.

Важным критерием при выборе технологических схем проведения выработок является улучшение условий и повышение безопасности труда проходчиков при минимальных его затратах на проведение горной выработки.

7.1.2. Проведение горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом

На угольных и горно-рудных предприятиях ежегодно проводят около 500 километров капитальных горных выработок: квершлагов, штреков, бремсбергов, уклонов и выработок околоствольного двора.

Форма поперечного сечения выработки зависит от величины и направления максимальных действующих в массиве напряжений, свойств пород, размеров поперечного сечения, протяженности, назначения и срока службы выработки, от конструкции и материала крепи. Наибольшее распространение получили арочная, сводчатая и трапециевидная формы поперечного сечения выработок.

Арочную форму с металлической рамной крепью (рис. 7.1, а) применяют при проведении выработок в породах с коэффициентом крепости $f = 3-9$ при отсутствии пучащих пород в почве; **сводчатую форму** с монолитной бетонной или железобетонной крепью (рис. 7.1, б) используют при проведении протяженных выработок в слабых неустойчивых породах и выработок околоствольного двора; **трапециевидную форму** с рамной деревянной крепью (рис. 7.1, в) применяют для выработок с небольшим сроком службы.

Размеры поперечного сечения горных выработок определяют исходя из числа рельсовых путей, максимальных размеров транспортных средств, количества воздуха для проветривания и способа передвижения людей по выработке.

Унифицированные типовые площади поперечного сечения выработок с колесей 900 мм имеют следующие значения: с металлической рамной податливой крепью — 6,4—17,2 м², с монолитной бетонной крепью — 5,5—15,4 м²; с деревянной крепью в выработках трапециевидной формы — 6,2—11,3 м². Минимальные размеры поперечного сечения выработок принимают с учетом размеров проходческого оборудования (табл. 7.1, 7.2).

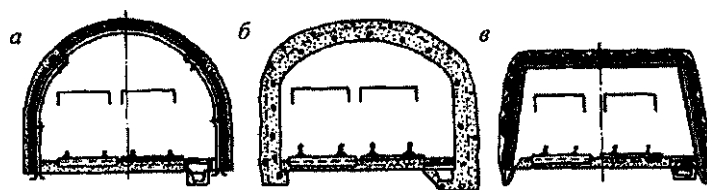


Рис. 7.1. Некоторые формы поперечного сечения горных выработок

Таблица 7.1

Размеры поперечного сечения выработок, необходимые для применения погрузочных машин серии LM (обозначения размеров см. на рис. 3.3)

Размеры поперечного сечения, м	LM37	LM37H	LM57	LM57H	LM70	LM70H
Минимальная высота А	2,2	2,4	2,5	2,7	2,9	3,1
Минимальная ширина В	1,8	1,8	2,0	2,0	2,2	2,2
Максимальная ширина С	2,3	2,3	2,8	2,8	3,3	3,3

Таблица 7.4

Размеры вагонеток для погрузки породы в забое выработки машинами серии LM (обозначения размеров см. на рис.3.3)

Погрузочная машина	A, мм	B, мм	C, мм	D, мм	Вместимость вагонетки, м ³
LM37	1800	2250	1000	1500	1,3
LM37H	1800	2250	1200	1500	1,8
LM57	1900	2400	1200	1600	2,0
LM57H	2000	2400	1400	1600	2,7
LM70	2400	3000	1450	1600	3,5
LM70H	2400	3000	1650	1600	4,0

Таблица 7.3

Минимальные расстояния между крепью выработки и подвижным составом

Место измерения зазора	Минимальный зазор, мм
Между крепью и подвижным составом при наличии прохода для людей	700
Между наиболее выступающими кромками встречных подвижных составов в двухпутной выработке	200
Между крепью и подвижным составом с обеих сторон выработки в местах сцепки и расцепки вагонеток, погрузки и перегрузки горной массы	700
Между крепью и подвижным составом в местах посадки людей в пассажирские поезда по всей длине выработки	1000

Минимальные расстояния между крепью и транспортными средствами на прямолинейных участках горных выработок, закрепленных металлом, деревом, бетоном или камнем, указаны в табл. 7.3. Минимальное расстояние между крепью и подвижным составом в выработках, закрепленных деревом, составляет 250 мм, в выработках с крепью из других материалов — 200 мм.

На закруглениях ширину выработки увеличивают на 300—420 мм. Высота выработки считается от уровня балластного слоя, толщина которого под шпалами должна быть не менее 100 мм. Толщина шпал составляет 120—150 мм, высота рельсов — 90 мм (P18), 107 мм (P24), 128 мм (P33), 135 мм (P38).

При откатке грузов контактными электровозами и механической доставке людей расстояние от рельса до контактного провода в выработках должно быть не менее 1,8 м, на площадках и в выработках, по которым передвигаются люди, > 2 м; расстояние от контактного провода до верхняка крепи > 0,2 м.

Для сохранения установленных Правилами безопасности зазоров на весь срок службы выработки размеры ее поперечного сечения должны быть увеличены по вертикали на 100 мм и по горизонтали на 50 мм, что компенсирует возможное смещение горных пород и податливость крепи под действием горного давления.

При проведении горных выработок буровзрывным способом совокупность всех основных и вспомогательных технологических процессов, периодически повторяющихся во времени в определенной последовательности, называют **проходческим циклом**.

В состав проходческого цикла входят следующие технологические процессы, периодически повторяющиеся в определенной последовательности: бурение, зарядание шпуров и взрывание зарядов ВВ; проветривание; осмотр и приведение забоя в безопасное состояние; погрузка и транспортирование породы; возведение крепи; настилка рельсового пути; монтаж труб вентиляции, сжатого воздуха и водоотлива; устройство водоотводной канавки и другие работы.

Основными технологическими процессами являются буровзрывные работы, погрузка и транспортирование породы, возведение крепи.

Буровзрывные работы должны обеспечить разрушение породы в контурах проектного сечения горной выработки на полную длину шпуров с равномерным дроблением породы и минимальным ее разбросом по длине выработки. Длина шпуров в основном и определяет величину подвигания забоя выработки за каждый проходческий цикл.

Выбор взрывчатых веществ и средств взрывания осуществляют с учетом газового режима шахты, свойств и водообильности пород.

В шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли, применяют непереходные ВВ: в крепких и средней крепости породах — гранулит АС-8, аммонит скальный №1 и №3, детонит М; в слабых породах — аммонит 6ЖВ и др.

В шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли, используют переходные ВВ: в породных забоях — аммонит АП-5ЖВ; в угольных и смешанных забоях — аммониты Т-19 и ПЖВ-20 и др.

В шахтах и рудниках, особо опасных по газу и пыли, применяют ВВ повышенной переходности: угленит №5, угленит Э-6 и др.

Взрывание зарядов — в основном электрическое с помощью электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия, а также огневого. Для инициирования зарядов ВВ в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли, применяют также систему «NONEL».

Общий расход ВВ Q для разрушения пород в выработке площадью поперечного сечения $S_{в4}$ при глубине шпура определяют по формуле

$$Q = q \cdot L_{ш} \cdot m),$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; $г$) — коэффициент использования шпуров (КИШ).

Удельный расход ВВ можно рассчитать по различным эмпирическим формулам, но более точное значение для конкретных горно-геологических и горно-технологических условий может быть получено по результатам опытных взрывов. Ориентировочные значения удельного расхода ВВ при проведении горизонтальных выработок приведены в табл. 7.4.

Таблица 7.4

Удельный расход ВВ при проведении горизонтальных выработок

Коэффициент крепости пород /	Удельный расход ВВ, кг/м ³		
	Площадь поперечного сечения выработки, м ²		
	4—6	10—12	16—20
7—9	1,5	1,4	1,3
10—14	1,9	1,8	1,6
15—20	2,2	2,0	1,9

При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок применяют в основном удлиненную *конструкцию заряда ВВ*. Наиболее эффективной является схема *обратного инициирования заряда*, когда патрон-боевик располагается первым от забоя шпура, при этом *детонация* распространяется из глубины массива к забою, что позволяет полнее использовать энергию взрыва.

В шахтах, опасных по газу и пыли, используют схему *прямого инициирования зарядов ВВ*, при которой патрон-боевик располагается первым от устья шпура, что позволяет снизить температуру продуктов взрыва, выбрасываемых в выработку.

Пространство между зарядом и устьем шпура заполняется инертным материалом — производится забойка шпура, которая герметизирует шпур на время взрыва. Длину забойки в шпуре определяют через *коэффициент заполнения шпура* $a = tJ - C_{ш}$, где t_z — длина заряда шпура; t_m — глубина шпура, рекомендуемые значения a приведены в табл. 7.5, 7.6.

Таблица 7.5

Коэффициент заполнения шпуров

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициент заполнения шпуров в породах при различных коэффициентах крепости	
	3—9	10—20
28	0,35—0,7	0,75—0,85
32—36	0,3—0,6	0,6—0,85
40	0,3—0,5	0,5—0,75

Таблица 7.6

Коэффициент заполнения различных видов шпуров

Виды шпуров	Коэффициент заполнения шпуров
Прямые врубовые	0,8—0,9
Наклонные врубовые	0,6—0,75
Отбойные	0,4—0,65

Диаметр шпуров должен быть больше диаметра патронов ВВ на 5—6 мм при прямой схеме инициирования заряда и на 7—8 мм при обратной схеме. Наибольшее распространение получило применение патронов ВВ диаметром 32—36 мм в выработках с площадью поперечного сечения $< 6 \text{ м}^2$ и диаметром 36—40 мм в выработках с площадью поперечного сечения $> 6 \text{ м}^2$.

Длина шпуров является одним из основных факторов буровзрывных работ и предопределяет продолжительность цикла, трудоемкость, скорость и стоимость проведения выработки.

Ручными перфораторами обычно бурят шпуры длиной до 2,0—2,5 м; бурильными установками — 2,2—3,0 м. В породах с коэффициентом крепости $f = 4$ – 10 $l_{ш} = 2,8$ – $3,8$ м, при увеличении коэффициента крепости $l_{ш}$ уменьшается.

Схему расположения шпуров по площади забоя выбирают в зависимости от крепости, трещиноватости и слоистости пород, размеров поперечного сечения выработки, длины и числа шпуров, конструкции заряда и типа ВВ.

В состав комплекта шпуров выработки входят врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры (рис. 7.2). Длина *врубовых шпуров* на 25—35 см больше, чем отбойных, масса заряда ВВ врубовых шпуров увеличивается на 15—20 %. *Отбойные шпуры* обычно располагают под прямым углом к плоскости забоя. *Оконтуривающие шпуры* бурят равномерно по периметру поперечного сечения выработки, начиная с расстояния 15—20 см от проектного контура, в слабых и средней крепости породах шпуры бурят до проектного контура, в породах, склонных к обрушению, концы шпуров не доходят до проектного контура, а в крепких породах — выходят за проектный контур на 5—10 см.

Различают *врубы* с наклонным (рис. 7.3) и перпендикулярным (рис. 7.4) расположением шпуров относительно плоскости забоя. При наклонном расположении шпуров облегчаются условия отрыва породы от массива, но увеличивается ее разброс по выработке, усложняется процесс бурения шпуров и ограничивается их длина; при перпендикулярном расположении шпуров создаются более тяжелые условия отбойки породы.

Первыми взрывают врубовые шпуры, затем отбойные и в последнюю очередь оконтуривающие. Качество взрыва при проведении выработок в основном оценивают коэффициентом использования шпуров (КИШ) и коэффициентом излишка сечения (КИС). Кроме того, учитывают равномерность дробления и крупность кусков горной породы.

Коэффициент использования шпуров (КИШ) определяется выражением $\eta = l_{ш} / l_0 < 1$, где l_0 — подвигание забоя за один взрыв, м; $l_{ш}$ — средняя длина шпуров, м. Значение КИШ обычно находится в пределах — 0,80—0,95.

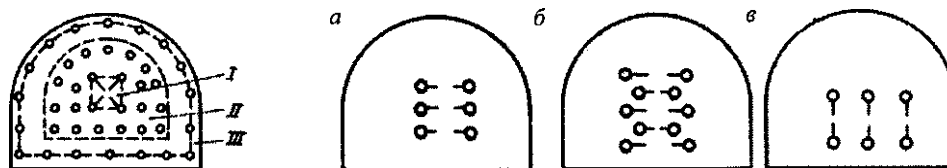


Рис. 7.2. Схема расположения шпуров в забое:
I, II и III — врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры

Рис. 7.3. Схемы врубов с наклонными шпурами:
а и б — однорядный и двухрядный вертикальный клиновой; в — горизонтальный клиновой

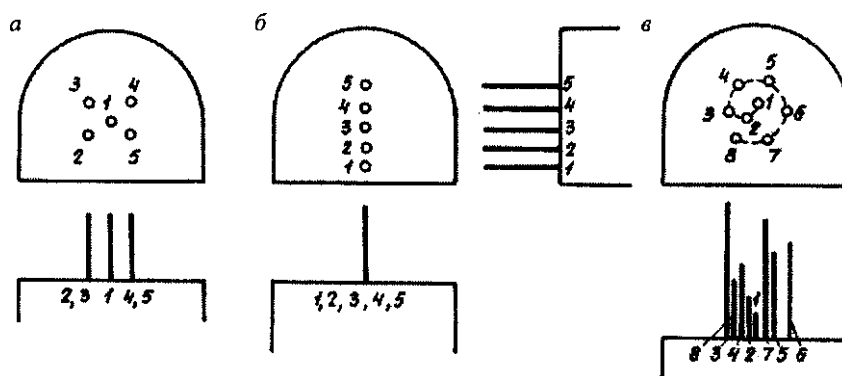


Рис. 7.4. Схемы врубов с перпендикулярным к плоскости забоя расположением шпуров:

а — призматический ; б — шелевой; в — спиральный; 1, 2, 3, ...8 — очередность взрывания

Коэффициент излишка сечения (КИС) определяется выражением $K = S_n / S_m$, где S_n — фактическая площадь поперечного сечения выработки, называется *в проходке*, м²; S_{B4} — проектная площадь поперечного сечения выработки *в черне*, м². Значение КИС практически достигает 1,15—1,20.

Бурение шпуров осуществляют ручными, колонковыми электросверлами и перфораторами, а также бурильными установками.

На показатели взрыва при проведении выработок оказывает влияние число шпуров на забой, которое зависит от коэффициента крепости породы/, ее дробности и площади поперечного сечения выработки S (табл. 7.7).

Таблица 7.7

Рациональное число шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости породы и площади поперечного сечения выработки

/	Площадь поперечного сечения выработки, м ²						
	4	6	8	10	12	14	16
2—4	8—11	12—16	17—21	22—27	28—33	34—38	39—42
5—7	12—16	17—21	22—27	28—33	34—38	39—42	34—36
8—10	16—20	21—26	27—32	33—37	38—42	43—46	47—50

Заряжание шпуров производится после окончания бурения всего комплекта и проверки соответствия глубины и расположения шпуров паспорту буровзрывных работ.

Шпуры очищают от буровой мелочи, убирают из забоя буровое оборудование, инструменты и шланги на расстояние около 20 м от забоя; до начала заряжания шпуров в забой доставляют в необходимом количестве ВВ и СВ, материал забойки — песчано-глинистые пыжи, мокрый песок, инертную пыль; при необходимости наращивают став вентиляционных труб; обесточивают электрический кабель и проверяют надежность расклинивания рам крепи.

Заряжание шпуров осуществляет взрывник, которому помогает проходчик, имеющий Единую книжку взрывника. После забойки шпуров и удаления в безопасное место рабочих взрывник монтирует взрывную сеть и производит взрывание.

Проветривание выработок после взрыва осуществляется вентиляторами местного проветривания или за счет общешахтной депрессии в случае, когда проводят две параллельные выработки, соединяемые между собой сбойками. Ядовитые газы и пыль, образующиеся при взрыве зарядов ВВ, должны разжижаться свежим воздухом и удаляться из выработки в течение 30 мин и не более.

Количество воздуха для проветривания забоя выработки рассчитывают по нескольким факторам, и полученную наибольшую величину Q_3 принимают для выбора вентилятора местного проветривания типа ВМ. В случае применения наиболее распространенного способа проветривания с помощью нагнетательного вентилятора количество воздуха определяют по числу людей, метановыделению, количеству газов ВВ, пыли, по минимальной скорости движения воздуха, тепловому фактору.

Количество воздуха Q_n , м³/мин, по числу людей для проветривания подготовительного забоя определяют по формуле

где N_B — норма подачи свежего воздуха на одного подземного рабочего, $N_B = 6$ м³/мин; n_p — наибольшее число рабочих, которое может находиться в забое выработки.

Количество воздуха Q_v , м³/мин, для проветривания забоя по выделению метана из массива горных пород рассчитывают по формуле

$$Q_v = \xi_{Tp} S \{ 7U / (S \xi_{rp} d + n_j) \},$$

где ξ_{Tp} — расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя, м, $\xi_{Tp} < 4,1 \sqrt{S}$; S — площадь забоя, м²; J — максимальная интенсивность выделения газа после взрывания по углю, $J = 0,05 S_y \{ u \gamma (G_n - G_a) \}$, здесь S_y —

площадь забоя по углю, м^2 , $\text{£}_\text{ц}$ — подвигание забоя за цикл, м; $G_{\text{н}}$ и G_0 — газоносность угольного пласта природная и остаточная, $\text{м}^3/\text{т}$, γ — объемная масса угля, $\text{кг}/\text{м}^3$; d — содержание метана в исходящей струе, d — 0,5 %.

Количество воздуха $Q_{\text{ВВ}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, для проветривания забоя по расходу ВВ определяют из выражения

$$Q_m = (2,25 S/t) \wedge A J_m K \wedge^2 / (S K \wedge),$$

где A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг; S — площадь поперечного сечения тупиковой части выработки в свету, м^2 ; t — время проветривания, $t = 30$ мин; $J_{\text{ВВ}}$ — газовость ВВ, т.е. количество ядовитых газов, выделяющихся при взрыве ВВ, при взрывании по углю $J_m = 100$ л/кг, при взрывании по породе $L_{\text{В}} = 40$ л/кг; $K_{\text{ов}}$ — коэффициент обводненности выработки, $K \leq 0,15$ – $0,8$; $K_{\text{з}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха из трубопровода, для труб из ткани $K_{\text{з}} = 1$ – $2,5$ при $Z = 500$ – 600 м; L — длина выработки, м.

Количество воздуха $\text{м}^3/\text{мин}$, для проветривания забоя выработки по минимальной скорости движения воздуха определяют по формуле

$$a = 60 v_{\text{min}} S$$

где v_{min} — минимальная скорость движения воздуха по выработке, м/с; S — площадь поперечного сечения выработки, м^2 .

Количество воздуха $Q_{\text{н}}$, $\text{м}^3/\text{мин}$, для проветривания забоя по пыли определяют по формуле

$$Q_n = v_{\text{опт}} S,$$

где $v_{\text{опт}}$ — скорость движения воздуха, оптимальная для удаления пыли из подготовительного забоя, $v_{\text{опт}} = 0,5$ – $0,7$ м/с.

Для выбора вентилятора местного проветривания определяют его производительность $Q_{\text{в}}$, $\text{м}^3/\text{с}$, с учетом потерь воздуха из трубопровода $K_{\text{ум}}$

Затем определяют **депрессию**, Па, вентилятора по формуле

где R — сопротивление трубопровода, $\text{Я}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$,

$$R = \sum_{i=1}^n R_{\text{отв}} + R_{\text{тр}} + R_{\text{изг}},$$

где $R_{\text{отв}}$ — сопротивление стандартного трубопровода длиной 100 м; $Z_{\text{БВВ}}$ — длина выработки; $S_{\text{тр}}$ — площадь поперечного сечения трубопровода.

По величине $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$ выбирают вентилятор местного проветривания.

После проветривания осматривают забой и приводят его в безопасное состояние; прежде всего проверяют наличие невзорвавшихся зарядов, так на-

зываемых отказов, и принимают меры к их ликвидации, затем осуществляют оборку зависших кусков породы, потерявших прочную связь с массивом; при необходимости выполняют ремонт крепи, вентиляционного трубопровода и другие вспомогательные работы.

При проведении выработок в слабых и неустойчивых породах призабойная часть выработки до места возведения постоянной крепи закрепляется **временной крепью**. Отставание от забоя постоянной крепи из всех материалов, кроме бетона и железобетона, должно быть < 3 м.

Временные крепи различают предохранительные и поддерживающие. Один из видов **предохранительной крепи**, показанной на рис. 7.5, состоит из сетчатых секций 5, перемещающихся по балке-монорельсу 2 при помощи лебедки, трос 7 которой проходит через ролик 8, балка-монорельс подвешена к аркам постоянной крепи 1 скобами 3, сетчатые секции удерживаются телескопическими устройствами 6 и 4.

Примером непереносной **поддерживающей крепи** является подвесная крепь (рис. 7.6), состоящая из верхнего элемента в виде крепежной арки 1, двух-трех завершенных штырей 2 диаметром 40 мм и затяжек 3. В данном случае элементы временной крепи оставляют в бетоне при возведении постоянной железобетонной крепи.

Погрузку горной массы производят погрузочными машинами различного типа, скреперными установками, конвейерными перегружателями, осуществляющими погрузку породы в вагонетки или на ленточные конвейеры.

Для *транспортирования горной массы* применяют бункер-поезда и саморазгружающиеся большегрузные вагонетки. Для обмена груженых вагонеток на порожние в выработках устраивают пункты разминировки составов (рис. 7.7) и обмена вагонеток (рис. 7.8).

Настилку рельсовых путей обычно осуществляют после уборки взорванной породы одновременно с возведением постоянной крепи и устройством водоотводной канавки. Рельсовые пути укладывают с уклоном 0,003—0,005 в сторону околоствольного двора и с поперечным уклоном не более 4 мм.

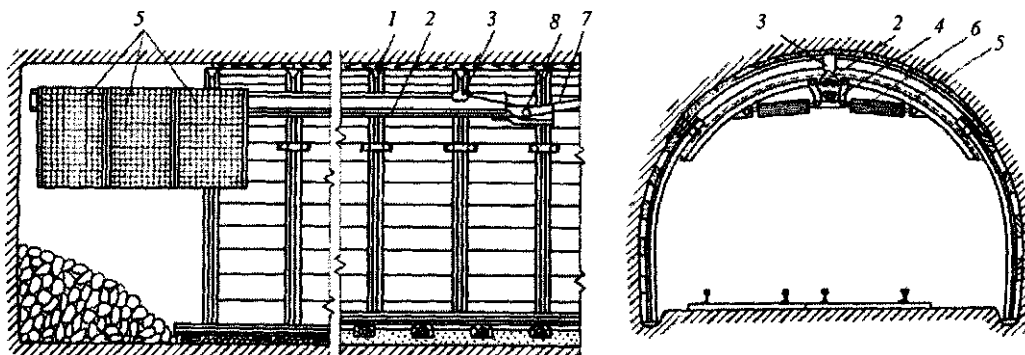


Рис. 7.5. Предохранительная консольная крепь

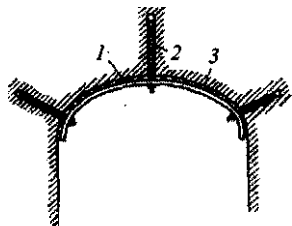


Рис. 7.6. Подвесная поддерживающая крепь

' o = ® « э о о Ф

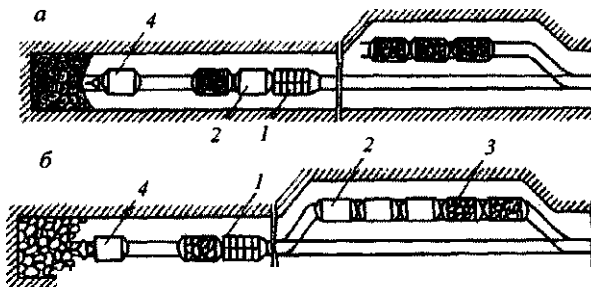
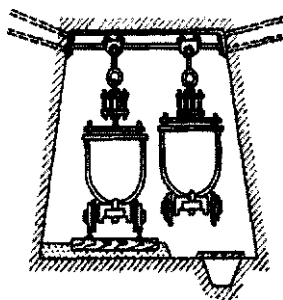


Рис. 7.7. Схемы обмена вагонеток:

a и б — тупиковая и замкнутая разминки; *1* — электровоз; *2* — порожняя вагонетка; *3* — груженная вагонетка; *4* — погрузочная машина

Рис. 7.8. Схема обмена вагонеток при помощи вертикального перестановщика

Водоотводные канавки (рис. 7.9) в зависимости от крепости пород могут быть закрепленными или без крепи; размер канавок определяется в зависимости от притока воды.

Постоянную крепь возводят в выработках, пройденных в мягких, крепких трещиноватых породах, характеризующихся как неустойчивые и средней устойчивости. В крепких устойчивых горных породах выработки проводят без крепления. Тип и конструкцию постоянной крепи выбирают в зависимости от величины горного давления, свойств пород, площади поперечного сечения выработки и других горно-геологических и горно-технических факторов.

В угольных шахтах распространение получили **арочная металлическая крепь**, на долю которой приходится до 75 % капитальных выработок (рис. 7.10); **монолитная бетонная** или **железобетонная крепь** — около 15 % выработок; **сборная железобетонная** и **деревянная крепи** — 5—7 %.

На горно-рудных предприятиях применяют **набрызгбетонную крепь**, на долю которой приходится до 50 % выработок, монолитную бетонную или железобетонную крепь — около 25 % и **анкерную крепь** — 20 %; доля выработок, закрепленных металлической арочной и деревянной крепями, составляет — 2—4%.

Возводят крепи в выработках с применением механизмов и вручную. Наименее механизировано возведение металлической рамной и деревянной крепей; при их установке применяют в основном механизмы для подъема верхняка.

Рис. 7.9. Конструкции водоотводных канавок без крепи (а), с деревянной крепью (б), бетонной крепью (в), со сборными железобетонными лотками (г) и со сборными лотками из асбоцемента (7))

Рис. 7.10. Арочная металлическая крепь в проходческом забое

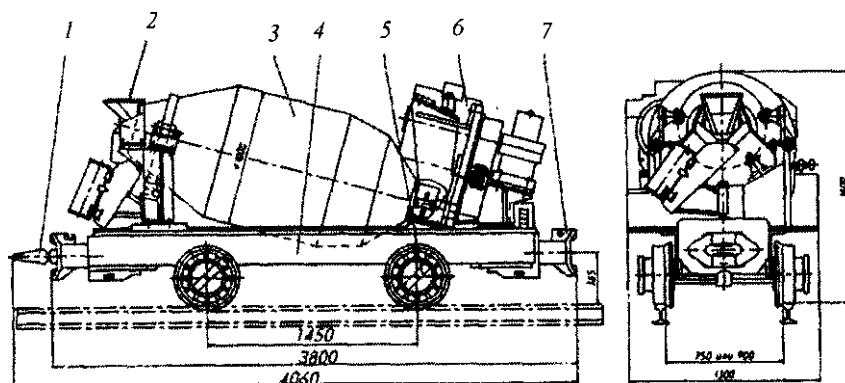


Рис. 7.11. Миксер-бетоновоз шахтный МБШ-0,7:

1 — сцепка; 2 — приемная воронка; 3 — барабан смесительный; 4 — рама; 5 — колесная пара; 6 — привод; 7 — буферное устройство

При возведении монолитной бетонной крепи используют передвижные опалубки, пневматические бетоноукладчики и бетоноукладочные комплексы. На рис. 7.11 представлен шахтный миксер-бетоновоз, предназначенный для приготовления бетонной смеси на месте бетонирования и для доставки готового бетона от пункта приготовления до места бетонирования.

При возведении набрызгбетонной крепи применяют комплексы оборудования (рис. 7.12), в которых транспортирование сухой бетонной смеси, состоящей из цемента, песка и щебня, производится в специальных вагонетках с опрокидным кузовом; подготовка и подача сухой смеси в сопло-смеситель под давлением сжатого воздуха осуществляется машинами типа БМ; загрузка смеси в машину выполняется шнековым перегружателем; подача воды в сопло-смеситель из водяного бака производится под давлением сжатого воздуха.

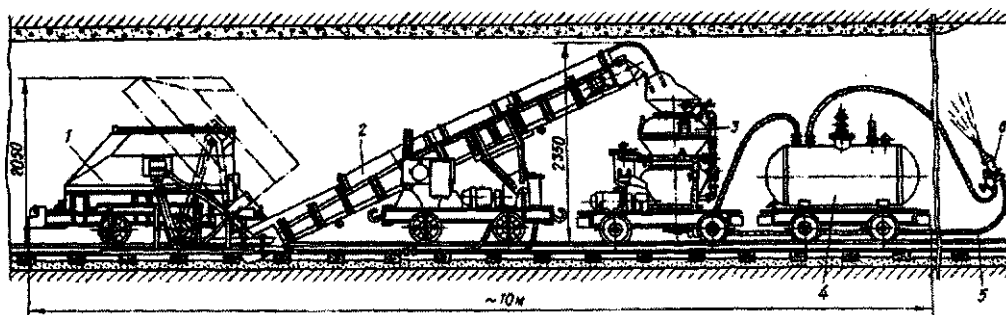


Рис. 7.12. Комплекс оборудования для возведения набрызгбетонной крепи:
1 — вагонетка; 2 — перегружатель; 3 — двухкамерная машина для приготовления и подачи сухой смеси; 4 — бак для воды; 5 — шланг для подачи смеси материалов; 6 — сопло-смеситель

Организация работ при проведении выработок должна обеспечивать выполнение всех процессов проходческого цикла в установленное графиком время.

Продолжительность проходческого цикла определяется от начала одного процесса, например, бурения шпуров, до его возобновления после выполнения всех процессов, входящих в цикл. Продолжительность проходческого цикла Гц складывается из продолжительности следующих процессов: бурение шпуров — зарядание и взрывание $t_{зв}$; проветривание $t_{в}$; осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние, возведение временной крепи t_v ; погрузка породы t_p ; возведение постоянной крепи t_k ; устройство водоотводной канавки, настилка рельсовых путей, наращивание ставов труб вентиляции, сжатого воздуха и другие работы $t_{вс}$.

Указанные виды работ могут выполняться последовательно или с частичным совмещением. Для каждого процесса определяют объемы работ, продолжительность их выполнения и затраты труда. При скоростях проведения выработки 50—70 м/мес средняя продолжительность проходческого цикла составляет 20—30 ч. При высоких скоростях проведения выработок порядка 200—300 м/мес средняя продолжительность проходческого цикла — 4—7 ч. **Скорость проведения** буровзрывным способом квершлагов обычно составляет 60—75 м/мес, штреков — 75—95 м/мес.

Паспорт проведения выработки включает в себя расчет количества шпуров, схему их расположения по площади забоя и направление бурения, которое показывают на двух проекциях, конструкцию шпуровых зарядов ВВ, расчет количества ВВ на цикл, расчет технологических показателей.

Технологические показатели буровзрывной проходки выработки (на один цикл)

Количество шпуров на забой, шт.	Удельный расход ОШ, м/м ³ ; м/м
Диаметр шпуров, мм	Расход ДШ на забой, м
Средняя длина шпуров, м	Удельный расход ДШ, м/м ³ ; м/м
КИШ	Расход капсулей детонаторов на забой, шт.
Подвигание забоя за один отпал, м	Удельный расход капсулей детонаторов, шт./м ³ ; шт./м
Объем бурения на забой, м	Интервал между взрывами, с
Объем взорванной породы, м ³	Объем вредных газов, м ³
Удельный объем бурения, м/м ³ ; м/м	Время проветривания, мин
Расход ВВ, кг	Расход зажигательных патронников:
Удельный расход ВВ, кг/м ³ ; кг/м	на забой, шт.
Длина отрезка ОШ, м	удельный, шт./м ³
Расход ОШ на забой, м	

7.1.3. Строительство вертикальных шахтных стволов

Строительство шахтных стволов характеризуется большой сложностью и трудоемкостью производства работ. На строительство ствола приходится 50—60 % продолжительности строительства горного предприятия в целом и до 20 % его общей стоимости.

Наиболее распространенной формой поперечного сечения вертикальных стволов является круглая, диаметр — 5—8,5 м в свету. *Размеры поперечного сечения* шахтных стволов зависят от производственной мощности шахты и связанных с этим числа и размеров размещаемых в стволе подъемных сосудов — скипов, клетей. Кроме этого, между оборудованием и крепью ствола должны быть расстояния, которые установлены Правилами безопасности (табл. 7.8). Принятое сечение ствола проверяется на скорость движения воздуха, которая не должна превышать норм, также установленных Правилами безопасности.

На шахтах с производственной мощностью 1—1,5 млн т/год проходят стволы диаметром в свету 5,5—6,5 м, на шахтах с производственной мощностью до 3 млн т/год — стволы диаметром 7—8 м.

Таблица 7.8

Минимальные расстояния между оборудованием и обделкой в стволах

Крепь	Место измерения	Минимальное расстояние, мм
Бетонная	Между подъемными сосудами и крепью	150
Деревянная	То же	200
Бетонная и деревянная	Между двумя движущимися сосудами	200
	Между подъемными сосудами и расстрелами	150

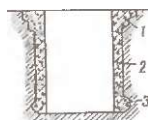


Рис. 7.13. Конструкция устья шахтного ствола

Глубина шахтных стволов зависит от мощности покрывающих пород, принятой схемы вскрытия месторождения и составляет 80—1600 м, а в мировой практике имеют место стволы глубиной 2000 м и более.

Строительство шахтного ствола включает в себя подготовительный и основной периоды.

К работам *подготовительного периода* относятся строительство железной и автомобильной дорог, линий электропередачи и телефонной связи, водопроводов, системы канализации шахтных и бытовых сточных вод; освоение территории земельного отвода от плодородного слоя, леса, пней; отвод рек и озер; строительство зданий и сооружений, необходимых для начала горных работ: административно-бытового комбината, механических мастерских, компрессорной станции, котельной для отопления зданий, трансформаторной подстанции, резервуаров запасной воды, складов, бетоно-смесительной установки; сооружение устья ствола.

Наиболее распространенная конструкция устья ствола (рис. 7.13) состоит из оголовка 1, средней части 2 и опорного венца 3. Оголовок и опорный венец служат для передачи вертикальных нагрузок на массив горных пород.

Глубина устья обычно составляет 10—20 м, толщина монолитной железобетонной или реже бетонной крепей в средней части — 0,6—0,9 м.

Сооружение устья ствола начинают с выемки породы под оголовки экскаватором или бульдозером; затем монтируют арматурный каркас, устанавливают опалубку и укладывают бетон; далее выполняют операции проходческого цикла: разрушение пород буровзрывным или механическим способом, уборку разрушенной породы пневматическими грейферными погрузчиками, проветривание забоя вентиляторами местного проветривания по прорезиненным трубам, возведение временной секционной металлической крепи с затяжкой досками.

Постоянную железобетонную или бетонную крепь возводят снизу вверх после сооружения опорного венца, при этом последовательно демонтируют кольца временной крепи, устанавливают арматуру и опалубку высотой до 1 м, за опалубку укладывают бетонную смесь, спуск которой производят по трубам с земной поверхности.

Продолжительность подготовительного периода составляет около 16 месяцев при производственной мощности шахты 3 млн т/год.

При проходке ствола различают основные проходческие процессы, к которым относят выемку пород, возведение постоянной крепи и армирование ствола, и вспомогательные, которые включают в себя проветривание забоя, водоотлив, возведение временной крепи и др.

Строительство шахтных стволов ведут с применением последовательной, параллельной или совмещенной *схемы строительства*.

При *последовательной* технологической схеме ствол по глубине разделяют на участки высотой в устойчивых породах по 30—40 м, в породах средней устойчивости по 15—20 м. Выемку породы и возведение постоянной крепи осуществляют последовательно на одном призабойном участке, т.е. возведение постоянной крепи начинают только после окончания выемки породы, и возводят ее снизу вверх заходками до слияния с крепью верхнего смежного участка. Эту схему применяют в основном при строительстве устьев стволов и стволов глубиной до 100 м.

Параллельная схема отличается тем, что выемку породы и возведение постоянной крепи производят одновременно в двух смежных заходках ствола, т.е. крепь возводят с отставанием от забоя на одну заходку. В настоящее время объем строительства стволов по этой схеме составляет 5—8 % общего объема.

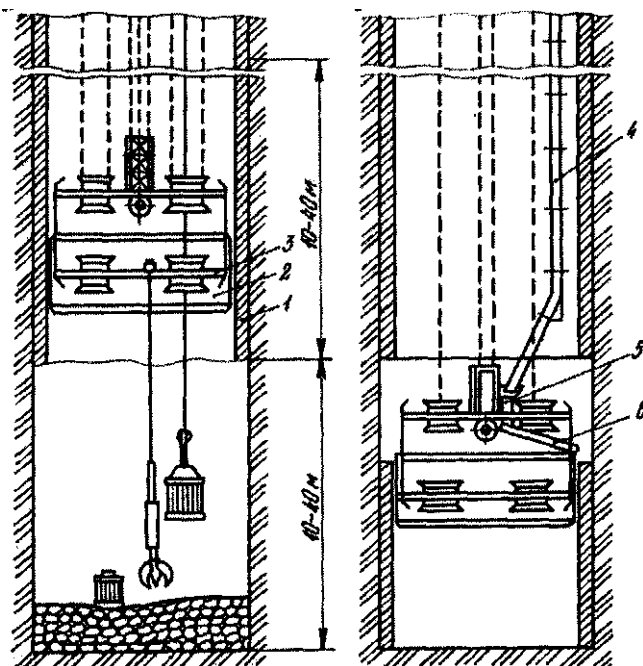
При *совмещенной* технологической схеме работы по выемке породы и возведению постоянной крепи осуществляют в пределах одной призабойной заходки последовательно или с частичным совмещением во времени, при этом постоянную крепь возводят сверху вниз вслед за подвиганием забоя без применения временной крепи. В настоящее время свыше 95% всех стволов строят по этой схеме. Средняя скорость проходки стволов по совмещенной схеме составляет 65—75 м/мес.

При строительстве стволов применяют временные проходческие и постоянные эксплуатационные *копры*. В некоторых случаях используют бескопровую схему проходки.

Рассмотрим на примере последовательной схемы проходки ствола (рис. 7.14) технологические процессы проходческого цикла, к которым относятся бурение, зарядание и взрыв-

Рис. 7.14. Элементы технологии проведения шахтного ствола:

а — уборка (погрузка и подъем) породы; б — возведение постоянной (бетонной) крепи; 1 — бетонная крепь устья ствола; 2 — секционная металлическая передвижная опалубка; 3 — двухэтажный подвесной полок; 4 — бетонопровод; 5 — бункер для приема бетона; 6 — телескопический желоб для разводки бетонной смеси за опалубку



вание шпуров, проветривание забоя, водоотлив, уборка (погрузка и подъем) породы, установка временной и постоянной крепи.

Бурение шпуров производят ручными перфораторами и бурильными установками типа БУКС-1М, СМБУ-4М и др., оснащенными 2—4 бурильными машинами. Шпуры бурят диаметрами 40 и 45 мм; длина шпуров составляет 2,0—2,5 м при диаметре ствола < 6,5 м и 2,5—3,0 м при диаметре ствола > 6,5 м. Коэффициент использования шпуров (КИШ) достигает 0,85—0,9. Число бурильных машин определяют из следующего условия: не более 4—5 м² площади поперечного сечения ствола на одну машину.

Точного теоретического метода расчета параметров взрывных работ не существует, поэтому их принимают на основе результатов, полученных на практике, или рассчитывают по эмпирическим формулам.

Число шпуров N , необходимых для размещения заряда взрывчатого вещества

$$Q = S_{\text{вд}} i_m q,$$

определяется по формуле

$$N = QI_y,$$

где y — масса заряда в шпуре, кг, которую в свою очередь вычисляют по формуле

$$y = 0,25 (A_{\text{ш}} d^2),$$

здесь d — диаметр патрона ВВ, мм, a — коэффициент заполнения шпура (табл. 7.9), A — плотность ВВ, кг/м³; $-C_{\text{ш}}$ — средняя длина шпуров, м; q — удельный расход ВВ, кг/м³. Удельный расход ВВ можно определить, согласно СНиП, по формуле

$$q = \frac{K_{\text{стр}}}{K_{\text{вв}}} \cdot \frac{A_{\text{п}}}{d_{\text{п}}^2} \cdot d_{\text{ш}}^2,$$

где $K_{\text{стр}}$ — коэффициент структуры породы, $K_{\text{стр}} = 1,3$ – $2,0$; $K_{\text{вв}}$ — коэффициент перехода от работоспособности эталонного ВВ (аммонит 6ЖВ) к работоспособности применяемого, $K_{\text{вв}} = 450 / A_{\text{п}}$, ($A_{\text{п}}$ — работоспособность применяемого ВВ); K_a — коэффициент, учитывающий переход от эталонного диаметра патрона к применяемому, $K_d = 36 / d_{\text{п}}$, ($d_{\text{п}}$ — диаметр применяемого патрона); $A_{\text{ш}}$ — диаметр шахтного ствола в черне.

Число шпуров

$$N = 1,27 q S_{\text{вд}} / (c P a A).$$

Таблица 7.9

Коэффициент заполнения шпуров в зависимости от диаметра патрона ВВ и коэффициента крепости пород

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициент заполнения шпуров	
	$f = 3-9$	$f = 10-20$
32, 36, 40	0,4—0,5	0,5—0,65
45	0,35—0,45	0,45—0,5

Шпуры в забое ствола располагают по concentрическим окружностям (рис. 7.15) и разделяют на врубовые, отбойные и оконтуривающие.

К врубовым относятся шпуры, расположенные в первой от центра ствола окружности, диаметр которой зависит от диаметра патронов и от общего числа окружностей (табл. 7.10).

К оконтуривающим относятся шпуры, расположенные на внешней окружности, к отбойным — шпуры, расположенные на остальных окружностях.

Зарядание шпуров осуществляют после окончания бурения всего комплекта шпуров. Патроны-боевики и ВВ доставляют в забой отдельно в бадьях. Шпуры заряжают с помощью зарядных машин или вручную.

Для взрывания врубовых шпуров применяют электродетонаторы мгновенного действия, для отбойных и оконтуривающих шпуров — электродетонаторы короткозамедленного действия.

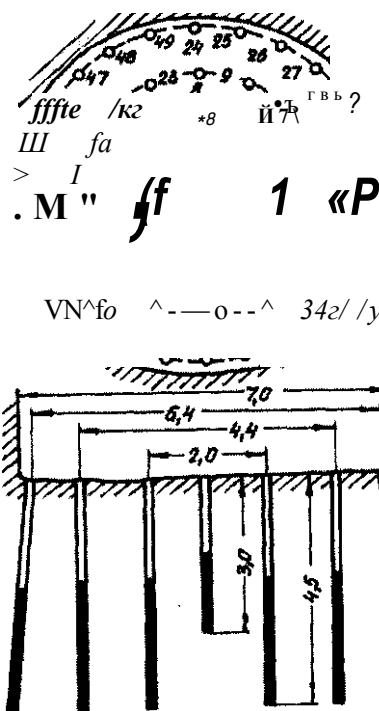


Рис. 7.15. Расположение шпуров в забое ствола

Таблица 7.10

Диаметр патрона ВВ, мм	Общее число окружностей	Отношение диаметров окружностей к диаметру ствола в черне	Примерное соотношение числа шпуров на окружностях
32—36	3	0,37	1
		0,66	2
		0,93	3
32—36	5	0,27	1
		0,43	2
		0,6	3
		0,76	4
		0,93	5
45	3	0,3	1
		0,6	3
		0,95	6
45	4	0,25	1
		0,48	2
		0,72	3
		0,95	5

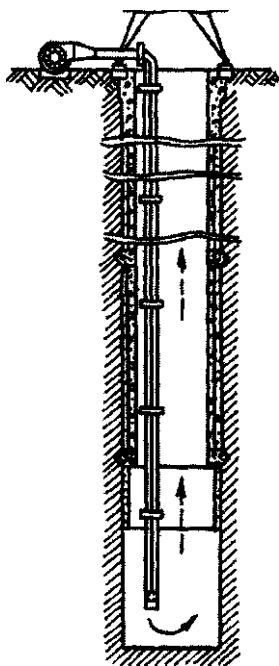


Рис. 7.16. Схема проветривания при проходке ствола

Проветривание стволов при проходке выполняют, как правило, нагнетательным способом с подачей свежего воздуха по трубам (рис. 7.16).

Погрузку и подъем взорванной породы производят с помощью грейферных погрузчиков и бадьи. Погрузка является одним из наиболее трудоемких процессов и занимает до 40% продолжительности цикла. Проходческие бадьи предназначены для подъема породы, спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Наибольшее распространение получили самоопрокидывающиеся бадьи, представляющие собой сосуды цилиндрической формы, изготовленные из стальных листов. Опрокидывание бадьи для разгрузки осуществляют в разгрузочных устройствах, расположенных на поверхности, когда бадья входит в зацепление с кронштейнами разгрузочных устройств, специальными выступами — цапфами, установленными в нижней части корпуса бадьи, — и поворачивается вокруг этих цапф. Бадьи имеют вместимость 1; 1,5; 2; 2,5; 3; 4; 5; 5,5; 6,5 м³; диаметр корпуса бадьи 1150—2050 мм, высота 1100—2200 мм, масса 400—2050 кг.

Водоотлив при небольших притоках воды осуществляют с помощью забойных насосов в бадью или подвесных насосов непосредственно на земную поверхность; при большой глубине ствола устраивают перекачивающие насосные станции.

Возведение крепи является наиболее важным и ответственным процессом проходческого цикла. Трудоемкость возведения крепи составляет до 40 % общей трудоемкости, а затраты на возведение крепи — до 50—60 % общей стоимости проходки ствола. Постоянную крепь в пределах заходки сооружают с помощью секционной металлической передвижной опалубки снизу вверх после выемки породы. Бетонная смесь поступает от бетоносмесительной установки по трубопроводу в приемный бункер, из которого направляется по вращающемуся желобу за опалубку.

Техническая скорость проходки стволов составляет 50—60 м/мес, календарная скорость строительства стволов — 10—15 м/мес.

7.1.4. Проходка восстающих выработок буровзрывным способом

Восстающие выработки, проходимые буровзрывным способом в крепких горных породах, имеют обычно прямоугольное поперечное сечение с размерами 3х1,5; 2,5х2; 2,3х1,8; 3х3 м. Угол наклона восстающих выработок — 35—90°.

Восстающие выработки предназначены для спуска горной массы, спуска и подъема материалов и оборудования, передвижения людей, проветривания горных выработок, доставки закладочных материалов в выработанное пространство и для других целей.

Проходку восстающих выработок **буровзрывным способом** ведут снизу вверх с отбойкой горных пород взрывами шпуровых или скважинных зарядов ВВ. Проходку восстающего (рис. 7.17) начинают с устройства в горизонтальной горной выработке боковой ниши, ширину которой принимают равной ширине восстающего, глубину — не менее 1,2 м, а высоту — 2 м. В нише при необходимости возводят крепь, устанавливают буровое оборудование. Начинают проходку восстающего с отбойки породы в кровле ниши. После проведения первых 5—8 м выработки приступают к обустройству восстающего: возводят крепь, обшивают досками породоспускное и материальное отделения, устанавливают лестницы и полки в лестничном отделении, устраивают люки для выпуска горной массы, устанавливают лебедку для доставки материалов, монтируют трубопровод.

В верхней части восстающего, на расстоянии 1,5—2 м от забоя, закрепляют временный полук, с которого бурят шпуров телескопными перфораторами, заряжают их и монтируют взрывную сеть. Обычно на 1 м² площади забоя в зависимости от крепости пород приходится 3—5 шпуров длиной 1,4—1,6 м. Удельный расход ВВ при этом составляет 3—4 кг/м³.

После заряджания шпуров временный полук демонтируют, а лестничное и материальное отделения сверху перекрывают щитом. После взрывания зарядов, проветривания и осмотра забоя выработки проводят работы по возведению постоянной крепи, наращивают коммуникации и подготавливают временный полук для выполнения технологических процессов следующего проходческого цикла. Средняя скорость проходки восстающих выработок в крепких породах составляет 20—30 м/мес, достигая в благоприятных условиях 75—100 м/мес и более.

Проходку восстающих выработок **буровзрывным способом механизированными комплексами** осуществляют в устойчивых горных породах. Проходка восстающих выработок указанными комплексами является более эффективной по сравнению с обычным буровзрывным способом и позволяет увеличить среднюю скорость проходки в 2—3 раза.

Механизированный проходческий комплекс типа КПВ (рис. 7.18) состоит из монорельса, закрепляемого по стенке выработки с помощью металлических анкеров, кабины-подъемника, имеющей механизм перемещения с пневматическим приводом, и лебедки с барабаном для шлангов сжатого воздуха.

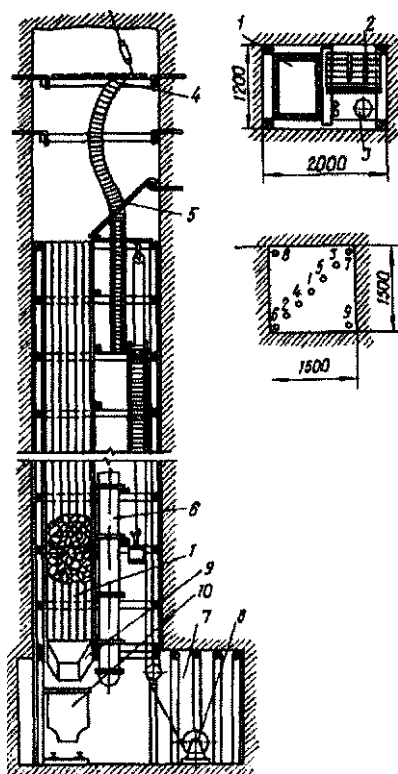


Рис. 7.17. Проходка восстающей выработки буровзрывным способом:

1, 2, 3 — породное, лестничное и материальное отделения; 4 — полук; 5 — щит; 6 — вентиляционная труба; 7 — камера-ниша; 8 — лебедка; 9 — люк для выпуска породы; 10 — вагонетка

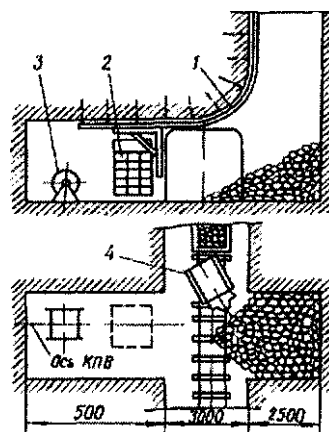


Рис. 7.18. Проходка восстающей выработки проходческим комплексом:

1 — монорельс; 2 — кабина-подъемник; 3 — шланговая лебедка; 4 — погрузочная машина

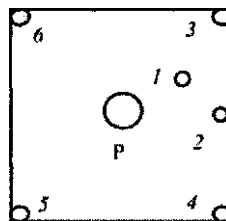


Рис. 7.19. Схема расположения скважин в забое восстающей выработки при скважинной отбойке пород на расширенную скважину (Р); цифрами указана очередность взрывания

Бурение и зарядание шпуров производят из кабины-подъемника комплекса, уборку отбитой горной массы — погрузочной машиной, расположенной в горизонтальной выработке, из которой проходят восстающий.

При *проходке* восстающих с *применением скважинной отбойки* горных пород (рис. 7.19) скважину, пробуренную по оси выработки, не заряжают — она представляет собой компенсационное пространство, на которое взрывают остальные скважины, поэтому ее целесообразно расширять по всей длине до диаметра 250—300 мм.

Для предотвращения значительных разрушений массива в окрестности восстающего и на сопряжении с горизонтальными выработками скважины взрывают с замедлением по одной или секциями длиной по 6—7 м снизу вверх; при этом восстающий длиной 30 м проходят за 3—4 цикла.

7.1.5. Проведение горных выработок проходческими комбайнами и машинами

Проведение горных выработок проходческими комбайнами позволяет:

- осуществить полную механизацию и совмещение во времени процессов выемки и погрузки горной массы, а при применении временных передвижных крепей с этими процессами совмещаются также работы по возведению постоянной крепи;
- увеличить скорость проведения выработок и производительность труда рабочих в 2—3 раза;
- сохранить естественную сплошность окружающего выработку породного массива, так как при работе комбайнов отсутствуют динамические нагрузки на массив, характерные для взрывных работ;
- повысить безопасность и улучшить санитарные условия труда.

Проходческие комбайны — горные машины, предназначенные для проведения подземных подготовительных горных выработок и имеющие породоразрушающий исполнительный орган, породопогрузочную и ходовую части, систему пылеподавления.

Исполнительный орган проходческого комбайна служит для отбойки горной породы от массива.

Породопогрузочная часть комбайна предназначена для погрузки отбитой исполнительным органом горной породы на расположенные в проводимой выработке транспортные средства: перегружатели, вагонетки, скребковые и ленточные конвейеры.

Ходовая часть предназначена для создания напорного усилия исполнительным органом на забой при разрушении породы и одновременно при погрузке горной массы, а также для маневрирования комбайна в призабойном пространстве выработки во время работы.

Система пылеподавления комбайна предназначена для снижения содержания пыли в атмосфере призабойного пространства проводимой выработки до санитарно-допустимых норм.

Исполнительные органы проходческих комбайнов по конструктивным признакам разделяют на стреловидные, буровые и качающиеся.

Стреловидный исполнительный орган выполнен в виде консольной рукояти, на конце которой расположена коронка для отбойки породы. Стреловидный исполнительный орган может осуществлять избирательную отбойку породы, перемещая коронку по площади забоя в нужном направлении (рис. 7.20).

Коронки стреловидных исполнительных органов комбайнов снабжены резцами, армированными, как правило, конусными или пластинчатыми твердосплавными вставками. Стреловидные исполнительные органы комбайнов могут иметь конические, сферические, лучевые, дисковые, барабанные коронки, а также ударно-скалывающий породоразрушающий инструмент (рис. 7.21).

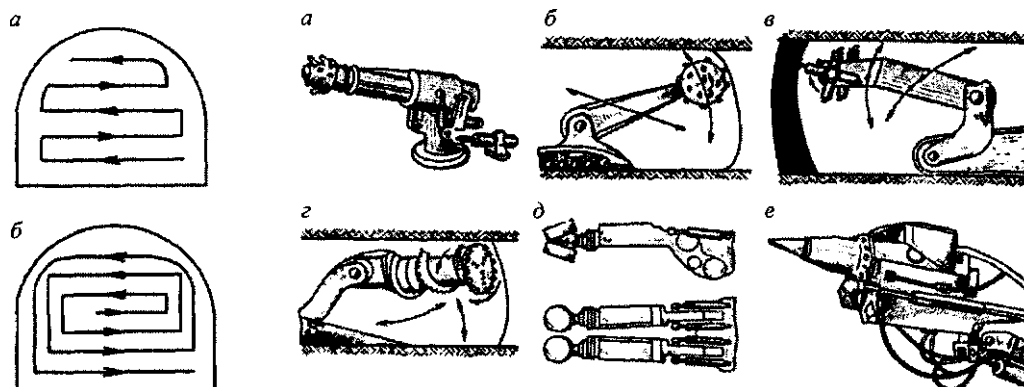


Рис. 7.20. Возможные схемы перемещения коронки стреловидного исполнительного органа комбайна по площади забоя

Рис. 7.21. Основные типы коронок стреловидных исполнительных органов проходческих комбайнов:

а — коническая; б — сферическая; в — лучевая; г — дисковая; д — барабанная; е — ударно-скалывающая

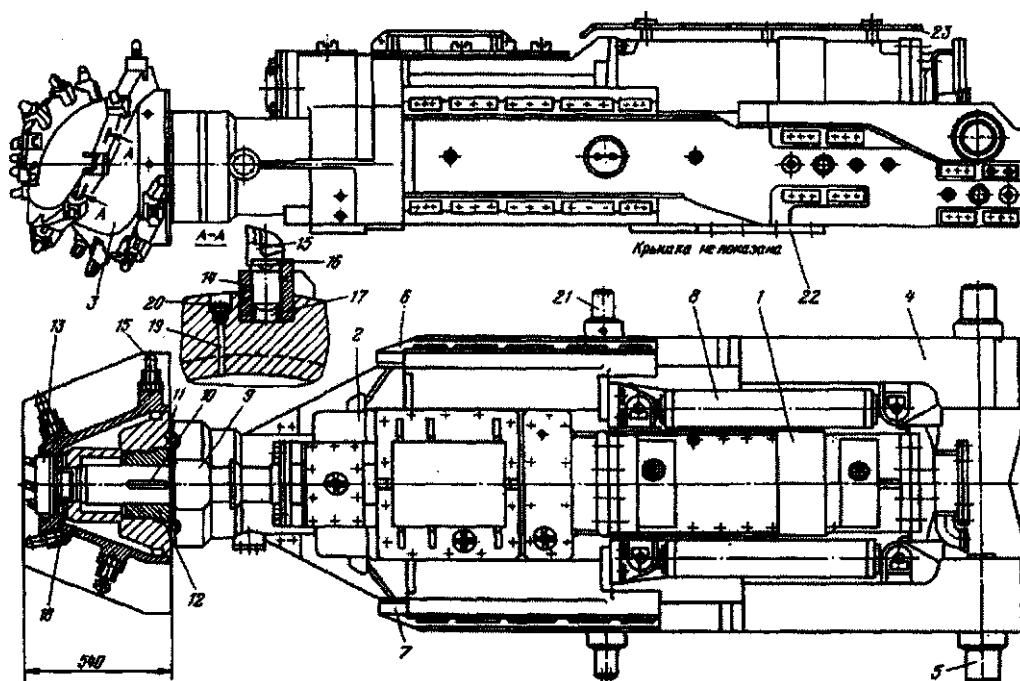


Рис. 7.22. Исполнительный орган проходческого комбайна 4ПН2:

1 — электродвигатель; 2 — редуктор; 3 — резцовая коронка; 4 — рама; 5 — цапфа; 6 и 7 — направляющие балки; 8 — гидроцилиндр; 9 — выходной вал редуктора; 10 — шпонка; 11 к 12 — втулки; 13 — забурник; 14 — кулак; 15 — резец; 16 — выступ фиксации резца; 17 — окно для выбивания резца клиньями; 18 и 19 — канал и отверстие для подачи воды; 20 — форсунка; 21 — цапфа гидроцилиндра; 22 и 23 — крышки для защиты электродвигателя от ударов кусками породы

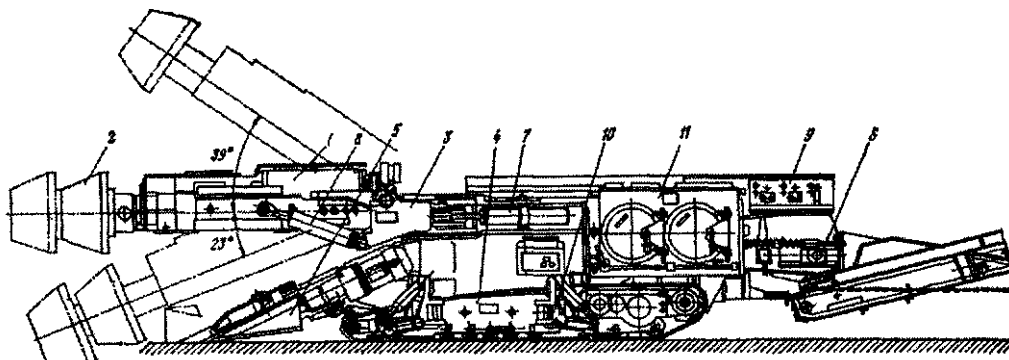


Рис. 7.23. Общий вид проходческого комбайна 4ПП2:

1 — исполнительный орган; 2 — резцовая коронка; 3 — поворотная рама (турель); 4 — ходовая часть; 5 — погрузочное устройство (питатель); 6 — скребковый конвейер; 7 и 8 — гидроцилиндры перемещения исполнительного органа; 9 — гидроаппаратура управления и контроля; 10 — боковое распорное гидравлическое устройство (аутригер); 11 — электрооборудование (электродвигатель и аппаратура управления)

Стреловидные исполнительные органы современных проходческих комбайнов имеют в основном конические и барабанные резцовые коронки (рис. 7.22, 7.23 и 7.24) (например, комбайны ПКЗМ, ПК9Р, 4ПП2, КП-25, П220, П110-04, ГПКС и др.).

Комбайны с буровыми исполнительными органами (рис. 7.25—7.28) предназначены для проведения выработок в горных породах, имеющих коэффициент крепости $f = 6$ и $f < 6$.

Буровой исполнительный орган состоит из одного или нескольких роторов (планшайб), которые вращаются относительно оси или осей, параллельных продольной оси комбайна.

На роторах установлен породоразрушающий инструмент — резцы или дисковые шарошки, — который осуществляет отбойку горной породы резанием или скалыванием посредством тангенциальных или лобовых дисковых шарошек при вращении роторов.

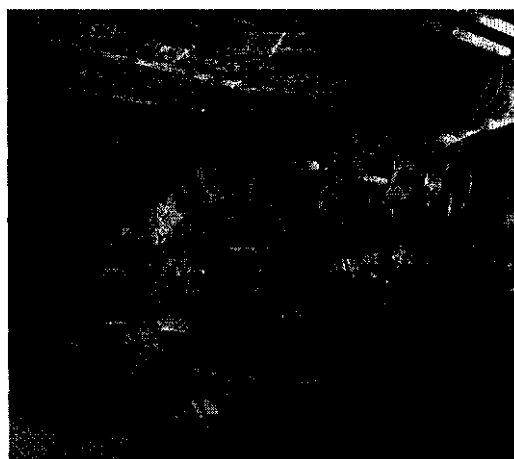
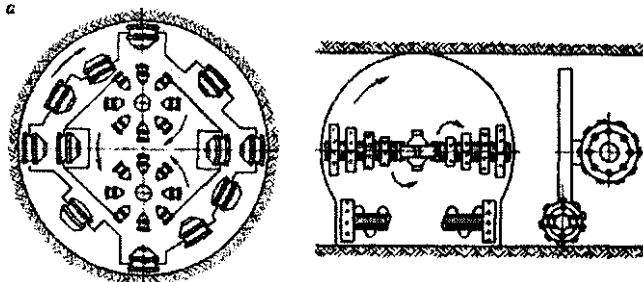


Рис. 7.24. проходческий комбайн JOY 12CM15 (США)

Рис. 7.25. Основные типы буровых роторно-планетарных исполнительных органов проходческих комбайнов:
а — плоскостной; б — пространственный



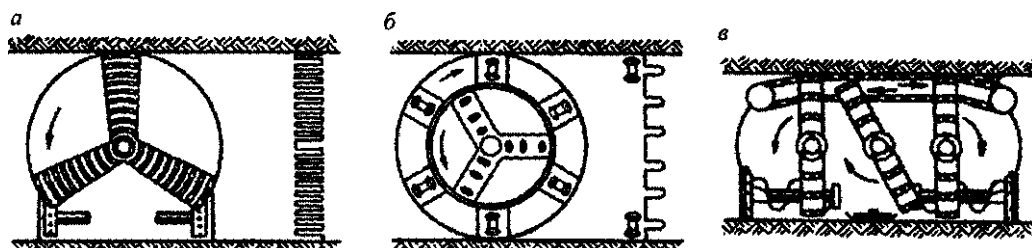


Рис. 7.26. Основные типы буровых роторных исполнительных органов проходческих комбайнов:

a — одноосевой; *б* — соосный; *в* — параллельно-осевой

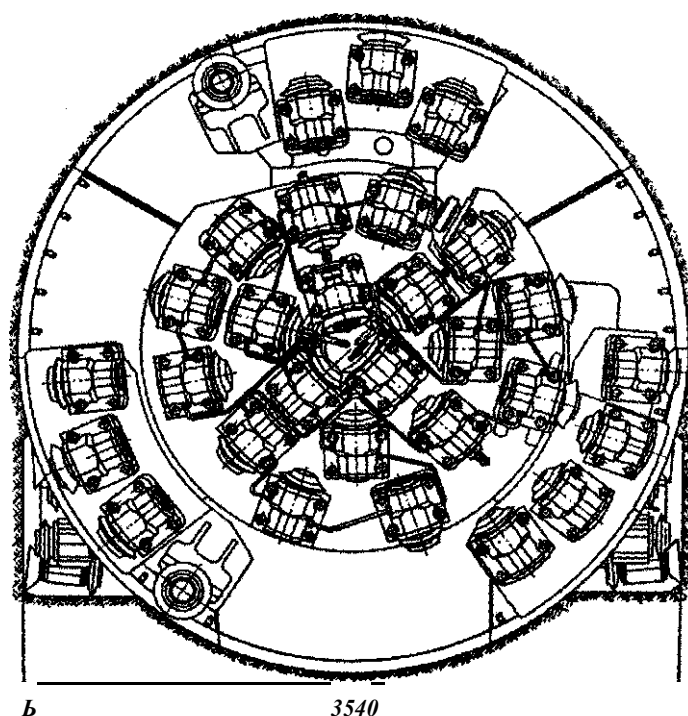


Рис. 7.27. Роторный исполнительный орган с дисковыми шарошками лобового действия проходческого комбайна «Ясиноватец-2»

У качающихся исполнительных органов (рис. 7.29) высота или ширина соответствует размерам проводимой выработки, и части исполнительного органа имеют возможность совершать колебательные движения в перпендикулярном направлении, для того чтобы обрабатывать всю площадь забоя.

Уборка горной породы, отбитой исполнительным органом комбайна, в забое проводимой выработки осуществляют путем погрузки ее в транспортные средства погрузочным оборудованием комбайна, которое может быть выполнено в виде нагребавших лап, ковшей, шнеков, кольцевых скребковых конвейеров и баровых механизмов.

Рис. 7.28. Проходческий комбайн НРТ-12 фирмы «Алкирк»

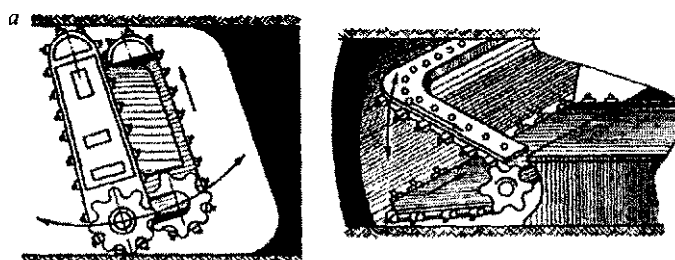


Рис. 7.29. Основные типы качающихся исполнительных органов проходческих комбайнов:

а — баровый; б — корончатый; в — комбинированный

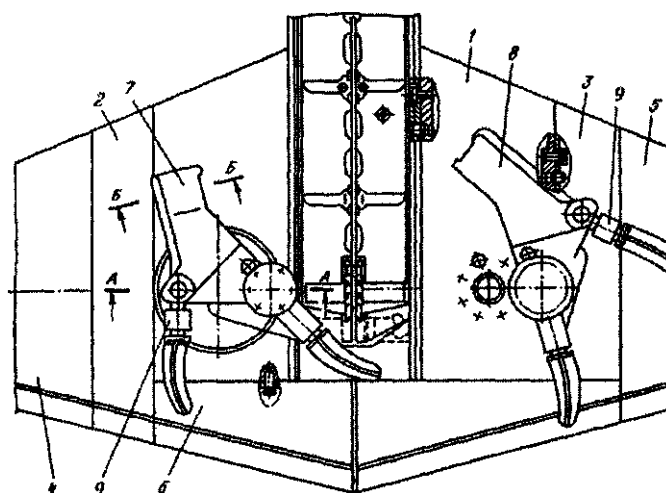
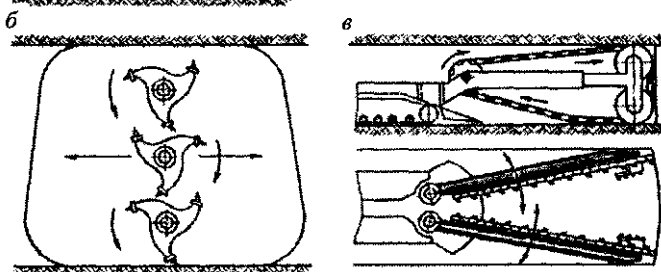


Рис. 7.30. Питатель породопогрузочного устройства проходческого комбайна (ГПК): 1 — стол; 2,3 — уширители; 4,5 — сменные уширители; 6 — носок; 7,8 — нагребающие лапы; 9 — сменные кронштейны

На комбайнах со стреловидными исполнительными органами наиболее распространенными погрузочными устройствами являются нагребающие лапы и кольцевые скребковые конвейеры (рис. 7.30).

Ковшовые погрузочные устройства применяют на комбайнах с буровым исполнительным органом. Ковш располагается на задней стороне планшайб; при вращении исполнительного органа ковша, находясь в нижнем положении, зачерпывают горную массу, а в верхнем — разгружают ее в погрузочное окно.

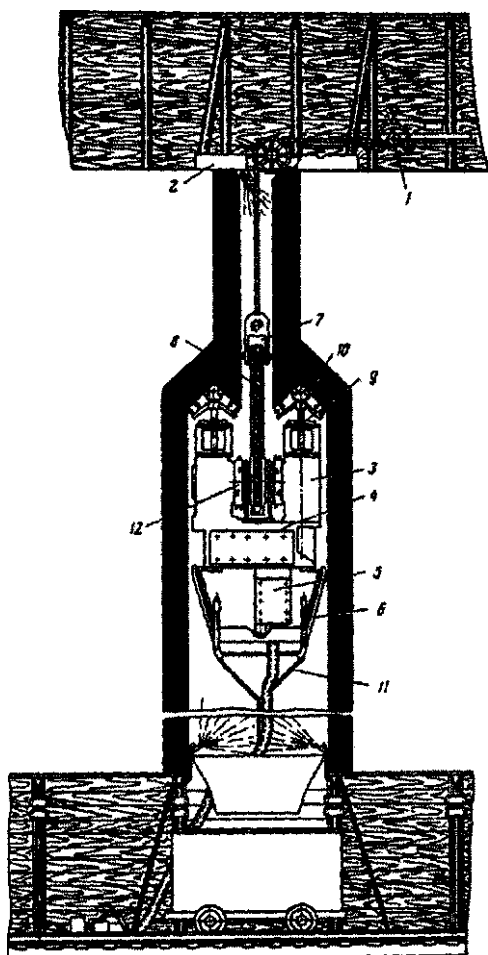


Рис. 7.31. Схематическое изображение проходки восстающей выработки машинами МРТ-2 и МРС-2:

1 — динамометр; 2 — эжекторная установка; 3 — исполнительный орган; 4 — редуктор; 5 — пневматический двигатель; 6 — опорная лыжа; 7 — прицепное устройство; 8 — бар исполнительного органа; 9 — плавающая крестовина; 10 — буровая коронка; 11 — трос для крепления шланга сжатого воздуха; 12 — барабаны исполнительного органа

Комбайновую проходку восстающих по уголю и слабым горным породам на угольных шахтах осуществляют снизу вверх на всю высоту этажа по предварительно пробуренной скважине (рис. 7.31) или без нее (рис. 7.32). Нарезные машины и комбайны применяют для проходки восстающих выработок на тонких пластах с углом падения 45° — 90° , размеры выработки: ширина — 0,9—1,6 м, высота — 0,5 м и длина — до 150 м. Производительность — до 50 м в смену.

Ходовое оборудование проходческих комбайнов бывает двух типов: гусеничное и распорно-шагающее. Гусеничную ходовую часть имеют комбайны со стреловидным исполнительным органом. Для обеспечения устойчивости таких комбайнов при проведении выработок с уклоном и по крепким породам используют распорное оборудование. Распорно-шагающее оборудование применяют на комбайнах с буровым исполнительным органом.

Система пылеподавления при комбайновой проходке выработок состоит из систем орошения, пылеулавливания и проветривания призабойного пространства выработки. Система орошения включает в себя средства для осаждения крупнодисперсной пыли размером 6—10 мкм в очагах пылеобразования при разрушении породы исполнительным органом комбайна и средства для создания водяных завес в призабойном пространстве. Систему пылеулавливания применяют для улавливания пыли размером < 5 мкм, образующейся в зоне

разрушения породы. Система пылеулавливания разделяется на стационарную, которая находится на комбайне, и автономную, размещаемую в выработке отдельно от комбайна.

Проветривание призабойного пространства выработки осуществляют с помощью вентиляторов местного проветривания и трубопроводов.

Рис. 7.32. Проходка восстающей выработки без передовой скважины по угольному пласту комбайном 2КНП (проходка — снизу вверх, расширение — сверху вниз)

Рис. 7.33. Проходка вертикальной выработки посредством бурения с передовой скважиной:

1 — комбайн; 2 — опорная база; 3 — буровой став; 4 — скважина; 5 — расширитель

Комбайновую проходку восстающих в крепких горных породах (/ = 84-14) осуществляют в две стадии (рис. 7.33): сначала между выше- и нижерасположенными выработками бурят скважину диаметром 280—350 мм, ее называют передовой, или пилотной, затем скважину расширяют до проектного диаметра выработки. Отечественные комбайны типа 2КВ проходят вертикальные выработки диаметром 1,5 м, длиной до 100 м с производительностью до 8—14 м в смену.

Техническая характеристика комбайна 2КВ2

Диаметр выработки, мм.....1500

Глубина бурения, м.....< 100

Мощность привода, кВт.....132,7

Частота вращения, мин⁻¹:

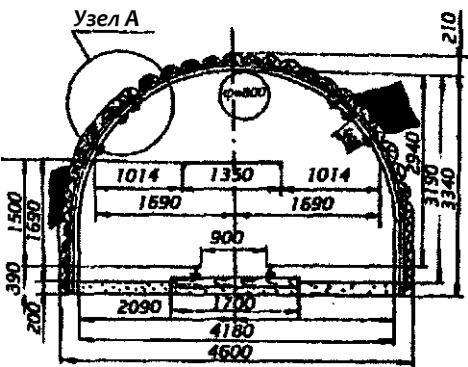
при бурении скважины.....0—59,1

при разбурировании.....0—20,5

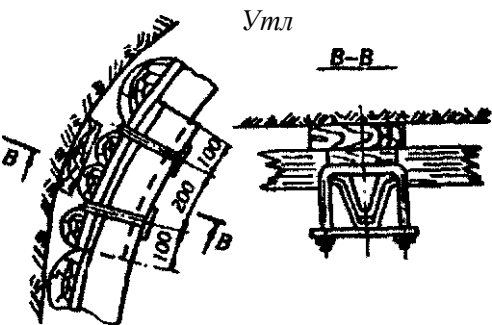
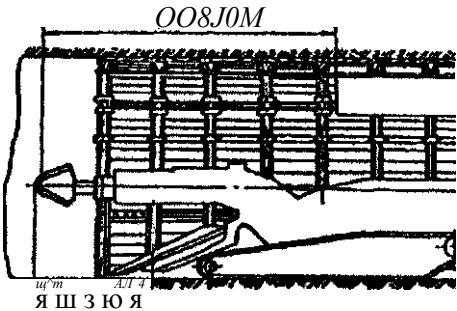
Для проходки вертикальных выработок с передовой скважиной диаметром 250—350 мм в крепких горных породах комбайны бурового действия производят фирмы «Роббинс», «Дрессер» и «Тамрок. Для проходки вертикальных выработок на полное сечение диаметром от 1 до 5,3 м комбайны бурового действия производят фирмы «Колвелд», «Сабтеррейн», «Роббинс» и др. Частота вращения их исполнительного органа — 10—60 мин⁻¹ в зависимости от диаметра выработки и крепости пород, максимальный крутящий момент— 30—108 кН м; мощность привода — 56—300 кВт.

ПАСПОРТ проведения и крепления 10 северного

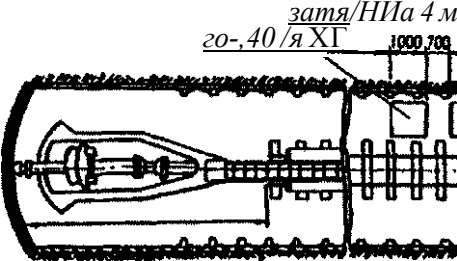
Поперечный разрез М 1:50



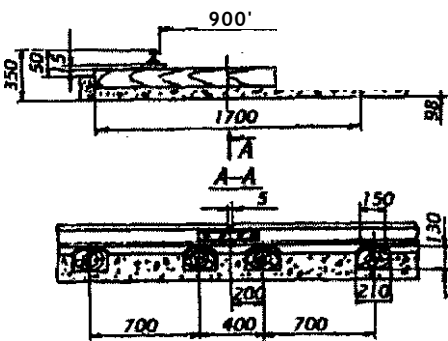
Продольный разрез



Место складирования



Верхнее строение пути М 1:20



График

п/в	Н или ено я мни* работ*	ит	В Р
1	Подготовка А работе	1-го	
2	Работа Юмвайнв	4401-деа	
3	оии тии инж шпата	3-е 160	
4	Вспожгатеиим работы из	40	
5	отгрузке горной массы		
6	Вождение крепи с мупр/ИП-е 50		
7	ооКовиПровиш		
8	Настилка рейсового пути-г	30	
9	НавесМ вент. Труб « 20 1-2 20		
10	Поставка материалов в вагонах		
11	Прошена п/п трибвн я солаг	23	
12	с. троас. тао водоотливной ж		
13	Найинот		
14	Регламентированный перефрив		

Рис. 7.34. Пример паспорта проведения горной выработки комбайном 4ПП2

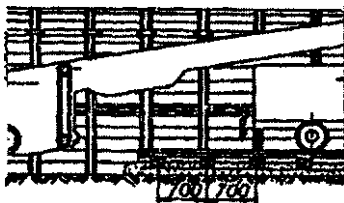
конвейерного штрека "К" гор. 688 м

M 1:50

Характеристика выработки и ее крепости
I. Размеры поперечного сечения

Ширина «ИММ [†] » ячояа		Высота ыыр-ыи. мм		Пмшдыы сечетя tve-Нт, я		
В проходъ [†]	В свету Др потто «Мюю	В проходъ [†]	Всаец/ «А»	Пост редки	В	Воетnff
4600	4180	3340	3150	газо	130	WJ ал

/VьaШшштaщЪттяШштяшшш^тЛ



2. Способ откатки — глентровъ
3. Количество путей • выработке — один,
4. Тип и еШит вагонетки—БГ-2Л
5. Характеристика боковых пород и пласта угля,
а) кровля—аргиллит,
б) почва —песчанШк
в) пласт—К,,
5. Материал в конструкция, крепи —плетенная металлическая арочная,
крепъ ЛП-3 и профиля с6п-22,
7. Перечень проходческого оборудования!
нотий 4Пгм
шптрот те
вагонетка в2-23 (под перетикателет? 4
ленточный парезутател 1
вентилятор вм-в по расчету
трубы вентиляционные, д я в00 мм став по расчеты

материалов

Расход НремНшых материалов на 1 м выработк!

Зимж крепи	Штук Р414	Турорлимп нашила	Ясмккм крепи, мм	mmv	Рлсрж Арс/мWmга материалеле м 2 м выработки					
					Kwraors « я , « г	Пило- риала « м м J « n t - Фек	Штук м.н	аауи	я"	Smmw- IHMM
СтОтм	« г	сел-га	XCO	—	W5	—	—	—	—	—
Верам	« сям»		XOD	—	u s	—	—	ЯШ	—	—
Крет/л- таця « М И * »	Мет- алл	Cms			u s	—	—	2a*	—	...
ЯМрам- oitIAU	—и—	Ст. S	700		u s			« 7 5		
ЗитШу	« м м »	—			U S		OASS	—	—	—
Прогонь	ю н а	—		U0		0036			—	—
Нмл	—	—	—	—	—	вез	на 56	3К12	—	—

организации работ

Часы смены								
	1	2	3	4	5	В		
"	04	15	04	16	04	18	04	16
ЗГО								
640								
ISO								
320								
ц								
40								
80								
50								
МЮ								
»ГО								

Технико-экономические показатели

	Наилатааюа	ее. Игт.	К-ао
1	Поввизание завом за цикл	м	0*
2	число циклов » смену	шт	20
	Праги, труда проходчца:		б
4	шатну	м	0,3
5	в месяц	м	Т,25
7	Зареботная плата	руб.	

**Главный технолог,-
Начальник участка:**

Таблица 7.11

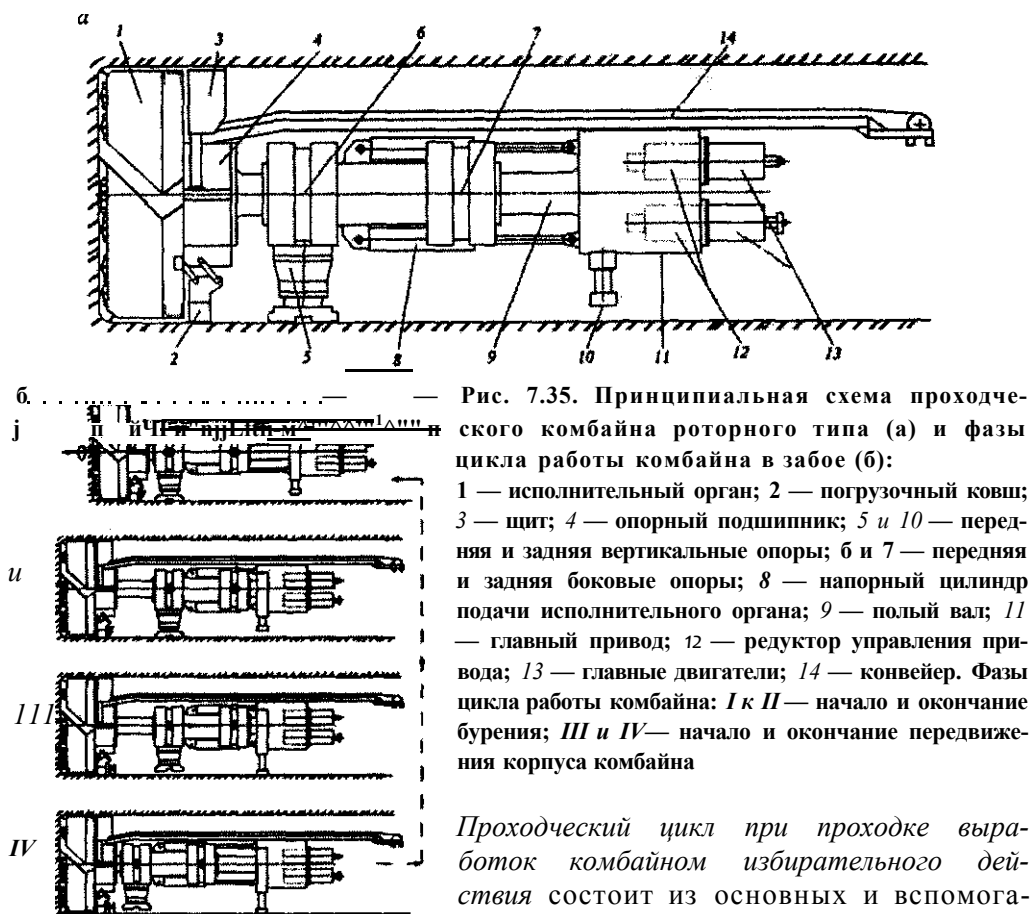
Техническая характеристика проходческих комбайнов избирательного действия

Показатели	ПК-ЗР	ГПКС	4ПП2	ПК-9Р	П220	П110	П110-04	КП-25
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	5,3—12	4,7—15	9—18	7—16	9—30	7—25	9—30	7—25
Угол наклона выработки, градус	±12	±20	±15	±12	±12	±12	±12	±12
Техническая производительность:								
по углю, т/ч	70	100	200	150	180	100	110	150
по породе, м ³ /ч	–	30	20		18	18	18	18
Мощность привода исполнительного органа, кВт	32	55	100	93	2х110	2х55	2х110	110
Установленная мощность электродвигателей, кВт	115	95	194	165	305	195	195	155
Максимальные:								
коэффициент крепости породы /	4	4	6	6	8	7	8	6
абразивность породы, мг	15	15	15	15	18	15	18	15
Длина, м	6,57	10	8,2		13	13	13,5	10,5
Масса, т	10,8	18	35	30	52	40	48	37

Таблица 7.12

Техническая характеристика некоторых буровых комбайнов

Показатели	ТОР-72	СОЮЗ-19	Ясиноватец -2	ПК-8м	Урал- 10КС	Урал- 20КС
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	10,8	18,6	10,8	8—9	7,8—10,2	13,4—20,2
Максимальные:						
коэффициент крепости пород /	8	8	8	4		
абразивность пород, мг	35	35	35	15	4	4
Породоразрушающий инструмент	Дисковые шарошки тангенциального действия	Дисковые шарошки лобового действия		Резцы		
Усилие подачи, кН	2500	9100	3500	–	–	–
Ход подачи, м,	0,7	1,0	0,6	–	—435	–
Установленная мощность электродвигателей, кВт	362	870	450	356	12,2	520
Длина комбайна, м	10	15,2	10	9,3	63	10,8
Масса, т	93	205	92	56		75—80



относят отбойку породы, погрузку ее в транспортные средства и возведение крепи, к вспомогательным — настилку пути, устройство водоотводной канавки, замену резцов и другие профилактические работы на комбайне. Все работы выполняют в соответствии с графиком организации работ, который предусмотрен **паспортом проведения выработки** (рис. 7.34).

Скорость проведения выработок комбайнами избирательного действия достигает 180—200 м/мес. Современные проходческие комбайны фирмы «Джой» обеспечивают темпы проведения штреков с прямоугольной формой поперечного сечения (4,2х2,7 м) до 400 м/мес и более. Техническая характеристика некоторых типов проходческих комбайнов избирательного действия приведена в табл. 7.11.

При проведении комбайнами бурового действия горизонтальных выработок в крепких горных породах совмещают во времени все основные технологические процессы: отбойку горной породы, погрузку ее ковшами на комбайновый конвейер и доставку посредством этого конвейера для погрузки в шахтные транспортные средства — обычно вагонетки.

Работа комбайна бурового действия при проведении выработки является цикличным процессом, и каждый цикл состоит из нескольких фаз (рис. 7.35): фазы I и II соответствуют началу и окончанию бурения на величину хода подачи исполнительного органа, фазы III и IV — началу и окончанию передвижения корпуса комбайна к исполнительному органу. Подача исполнительного органа на забой с соответствующим усилием в процессе бурения и передвижение корпуса комбайна к исполнительному органу осуществляется соответствующими гидроцилиндрами.

Техническая характеристика некоторых буровых комбайнов приведена в табл. 7.12.

7.2. Строительство подземных сооружений

7.2.1. Виды подземных сооружений

Способы строительства подземных сооружений определяются в основном свойствами породного массива и назначением подземного сооружения. В зависимости от назначения все подземные сооружения условно разделены на четыре группы:

1. *Объекты хозяйственного назначения:* энергетические и горно-промышленные комплексы, промышленные предприятия, транспортные магистрали, аграрные предприятия, хранилища, склады, гаражи и автостоянки.

2. *Объекты социального назначения:* библиотеки, спортзалы, кинозалы, магазины, рестораны, бассейны, больницы, музеи и научные центры.

3. *Объекты экологического назначения'*, хранилища-могильники радиоактивных отходов и вредных веществ, опасные производства.

4. *Объекты оборонного назначения.*

К одним из наиболее трудоемких подземных объектов хозяйственного назначения относят *горно-промышленные комплексы*, осуществляющие добычу твердых полезных ископаемых: шахты и рудники.

Значительную часть подземного строительства составляют объекты, являющиеся *транспортными магистралями'*, железно- и автодорожные тоннели, тоннели и станции метрополитена, а также гидротехнические тоннели, магистральные нефте- и газопроводы, трубопроводы другого назначения.

Большое значение придают строительству подземных атомных и гидроаккумулирующих *электростанций*, которые обладают более высокой стойкостью против сейсмических воздействий, защищенностью от средств нападения.

Важное значение имеет устройство в подземных сооружениях хранилищ промышленных, пищевых и медицинских товаров, в них обеспечивается стабильность температуры и влажности окружающей среды, высокая пожарная безопасность, надежность охраны.

Подземные хранилища нефти, газа и их производных обладают такими преимуществами перед наземными резервуарами, как низкие потери от ис-

парения, низкая пожароопасность, защищенность от внешних воздействий, высокая технико-экономическая эффективность эксплуатации.

Необходимость размещения гаражей и автостоянок в подземных сооружениях вызвана экономией территории мегаполисов.

Целесообразность устройства медицинских учреждений в подземных камерах обусловлена относительным постоянством давления, влажности, температуры воздуха, ограниченным воздействием геомагнитного поля, отсутствием бактериальной флоры, солнечной радиации, шума, наличием естественной ингаляции в соляных массивах.

Размещение в подземных сооружениях научно-исследовательских объектов эффективно благодаря высоким экранирующим свойствам массивов горных пород, хорошей сейсмоустойчивости помещений.

Подземные сооружения в качестве объектов подземного захоронения вредных отходов наиболее целесообразны и эффективны в соляных и гранитных массивах, в плотных глинах.

Особое значение среди подземных сооружений имеют объекты оборонного назначения, создаваемые в виде специальных подземных комплексов.

7.2.2. Способы строительства подземных сооружений

Различают строительство *подземных сооружений тоннельного типа* и *подземных сооружений камерного типа*.

Строительство подземных сооружений можно осуществлять открытым способом, подземным и бесшахтным. Открытый способ — котлованный или траншейный; подземный — щитовой или микрощитовой, бестраншейный, горный и комбайновый.

Строительство подземных сооружений тоннельного типа

Котлованным называют способ работ, при котором конструкцию подземного сооружения возводят в предварительно вскрытом на полную глубину котловане. После завершения монтажа подземного сооружения, устройства гидроизоляции котлован засыпают, восстанавливают и благоустраивают поверхность земли. Глубина котлованов может быть от 3 до 10 м и более, ширина — до 20 м и более.

Траншейным называют способ работ, при котором сначала в узких траншеях возводят стены подземного объекта (тоннеля или камеры), затем вскрывают поверхность земли на всю ширину этого объекта, устраивают перекрытие и осуществляют засыпку котлована. Затем под защитой перекрытия вынимают породу в центральной части. Траншейный способ применяют в условиях плотной городской застройки для быстрого восстановления движения по улицам.

Основными технологическими процессами при траншейном способе являются прокладка траншей, монтаж основных несущих элементов подземного сооружения, выемка грунта внутри подземного сооружения.

Прокладку траншей и монтаж основных несущих элементов подземного сооружения осуществляют в основном способом «стена в грунте». Сущность этого способа заключается в том, что сначала по контуру сооружения, на всю глубину его заложения, в грунте отрывают траншею шириной 0,4—1,0 м. Для удержания от обрушения траншею по мере выемки из нее грунта заполняют тиксотропным глинистым раствором, который, имея низкую вязкость, проникает в грунт и кольматирует стенки траншеи, образуя на их поверхности достаточно плотный и прочный слой толщиной 0,5—30 мм. Этот слой предотвращает избыточную фильтрацию глинистого раствора в грунтовый массив и удерживает от обрушения стенки траншеи. Он также передает на грунт давление глинистого раствора, которое должно быть достаточным для обеспечения устойчивости траншейных стен. Исходя из этого условия плотность глинистого раствора должна быть в пределах 1,05—1,2 г/см³. После того как траншея будет отрыта на проектную глубину, глинистый раствор заменяют постоянной крепью, которая обычно выполняет функцию грузонесущего элемента подземного сооружения. Под защитой возведенных стен в дальнейшем осуществляют *выемку грунта внутри сооружения*. Способ «стена в грунте» применяют при глубине траншей от 8 до 40 м.

Для строительства *коллекторных тоннелей* открытым способом с глубиной заложения до 12 м в условиях плотной городской застройки применяют способ строительства с *передвижной механизированной крепью ПМК*. Этот способ позволяет снизить уровень шума, вибрацию, а также осадку поверхности земли при строительстве вблизи фундаментов зданий. Цикл работ при строительстве тоннелей с применением ПМК состоит из следующих основных процессов:

- выемки грунта экскаватором и погрузки его в автосамосвалы;
- перемещения ПМК и экскаватора;
- устройства дренажного слоя основания и монолитного железобетонного днища коллектора;
- монтажа сборной железобетонной обделки тоннеля;
- устройства гидроизоляции тоннельной обделки;
- засыпки заизолированного участка тоннеля.

При строительстве тоннелей *щитовым способом* основным элементом технологии является *проходческий щит*, представляющий собой передвижную временную крепь в виде цилиндрической оболочки, под прикрытием которой выполняют проходческие операции: выемку и погрузку грунта, доставку его за пределы щита, возведение обделки тоннеля.

Выемку грунта осуществляют в головной части щита, которую называют *ножевой*, возведение обделки — в хвостовой. По мере продвижения забоя щит перемещают, при этом его ножевая часть защищает кровлю и борта тоннеля от обрушений. Как только щит переместят на расстояние, равное ширине кольца обделки, возводят очередное кольцо. Таким образом, цикл работ постоянно повторяется: выемка грунта — передвижение щита — возведение обделки (рис. 7.36).

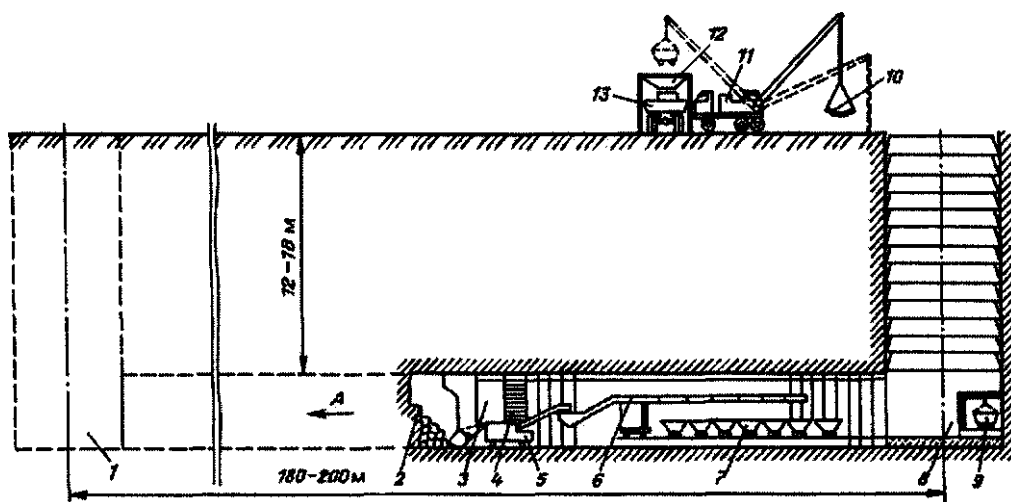


Рис. 7.36. Принципиальная схема щитовой технологии строительства тоннеля:
 1 — демонтажная шахта; 2 — забой тоннеля; 3 — проходческий щит; 4 — блокоукладчик; 5 — погрузочная машина; 6 — конвейер-перегрузатель; 7 — состав вагонеток со съемными кузовами; 8 — монтажная шахта (ствол); 9 — груженная вагонетка; 10 — блок обделки перед спуском; 11 — автомобильный кран; 12 — бункер; 13 — автосамосвал для транспортирования грунта

В зависимости от уровня механизации основных производственных процессов проходческие щиты разделяют на полумеханизированные и механизированные.

Механизированные щиты в свою очередь подразделяют на щиты с открытой и закрытой головной частью. С закрытой головной частью — это щиты с пригрузом. Главное отличие полумеханизированных щитов от механизированных состоит в том, что у полумеханизированных щитов отсутствуют устройства или агрегаты для разрушения грунта и его погрузки, конструктивно связанные со щитом.

В *полумеханизированных щитах* грунт разрабатывают в зависимости от его механических свойств либо вручную, либо буровзрывным способом, погрузку грунта осуществляют автономными погрузочными машинами на конвейер-перегрузатель с дальнейшим транспортированием в вагонетках.

В механизированных щитах комплексно механизированы такие основные производственные процессы, как разрушение грунта, погрузка его и транспортирование, причем применяемое для этого оборудование конструктивно связано со щитом в единое целое. Механизированы также процессы возведения обделки и вспомогательные процессы. Уровень механизации в таких щитах достигает 90%.

Основным элементом механизированного щита является *рабочий орган*. Наиболее распространенные типы рабочих органов — роторный, планетарный, штанговый и экскаваторный.

К механизированным щитам относят и щиты, имеющие в ножевой части жесткие горизонтальные площадки, дозирующие объемы выемки грунта по площади забоя. Такие щиты с использованием опережающего вдавливания режущей кромки в грунт находят применение при проведении тоннелей в песчаных грунтах.

При строительстве тоннелей в таких горно-геологических условиях, при которых грунт в забое сохраняет естественную устойчивость в вертикальном положении, рабочие органы щитов не изолируют от остальной части щита. Такие щиты называют *щитами с открытой головной частью*. В слабых, обводненных, неустойчивых грунтах для удержания забоя в вертикальном положении создают дополнительное давление на забой — пригруз путем нагнетания в специально создаваемую призабойную камеру сжатого воздуха, глинистого раствора, глинистой пасты в смеси с разрабатываемым фунтом, а также вспенивающих добавок. Призабойную камеру отделяют от остальной части щита герметичной перегородкой, образующей закрытую головную часть, которая определяет название — *щиты с закрытой головной частью*.

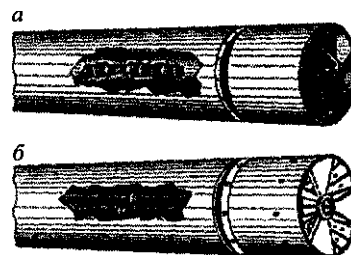
Бестраншейные способы строительства подземных сооружений применяют для прокладки различных подземных инженерных коммуникаций, тоннелей разнообразного назначения в местах пересечения препятствий в виде фундаментов зданий, автомобильных и железнодорожных магистралей, рек, каналов, дамб и т.п., где строительство другими способами, например открытым или щитовым, трудновыполнимо или экономически невыгодно.

К бестраншейным способам строительства подземных сооружений относятся микротоннелирование, продавливание, прокол, направленное бурение.

Микротоннелирование, т.е. проведение микротоннелей диаметром 250—800 мм и протяженностью от нескольких десятков до сотен метров, осуществляют с помощью микрощитовых комплексов, в состав которых входят проходческий микрощит, оборудование для транспортирования породы, оборудование управления и контроля движением щита, силовое оборудование — домкратная станция, оборудование для монтажа продуктопроводов и другие приводы и агрегаты. Основным элементом комплекса является микрощит — полый цилиндр диаметром 250—800 мм. Микрощит оснащен рабочим органом для выемки грунта, микродробилкой для измельчения твердых включений в грунте до размеров, необходимых по условиям транспортирования, а также механизмом ведения по трассе, шнеком или трубопроводами для гидротранспортирования грунта (рис. 7.37).

Для микротоннелирования сооружают две камеры, стартовую и конечную, на глубине заложения микротоннеля (рис. 7.38, 7.39). Стартовая камера представляет собой колодец обычно диаметром 2,5—3,5 м или колодец прямоугольного поперечного сечения с размерами $7 \times 3,5$ м или $5 \times 3,5$ м;

Рис. 7.37. Конструкции микроштитов:
а — со шнековым транспортером; б — с гидравлическим трубопроводом



конечная камера имеет размеры 3х2,8 м или 3,5х3,5 м. Подачу микрошита вперед по трассе осуществляют посредством продавливания става труб гидродомкратами от домкратной станции, расположенной в стартовой камере (рис. 7.40).

Наиболее пригодными для микротоннелирования являются полимербетонные трубы. Полимербетон, представляющий собой смесь кварцевого заполнителя с полиэфирной смолой, обладает высокой стойкостью против действия кислот и щелочей, имеет прочность на сжатие 120 МПа, на изгиб 25 МПа, модуль упругости около 30 ГПа, обладает низкой шероховатостью.

Продавливание — это способ прокладки трубопроводов, образования скважин, строительства тоннелей и других подземных сооружений путем последовательного вдавливания в грунт сопряженных между собой по длине звеньев труб, тоннельных конструкций либо готовых цельнозамкнутых элементов (секций) подземного сооружения с удалением грунта из контура выработки в процессе ее проведения. Продавливанием чаще всего прокладывают металлические трубопроводы-футляры диаметром от 600 до 2000 мм и протяженностью до 40—60 м в грунтах I—II категорий по СНиП. Продавливанием со шнековым бурением прокладывают трубопроводы или образуют скважины диаметром от 325 до 1420 мм на длину 60—70 м.

Строительство тоннелей диаметром от 2 до 5,6 м, длиной до 100 м осуществляют путем продавливания тоннельной обделки из сборных элементов, блоков, тубингов или колец вслед за работающим автономно проходческим щитом.

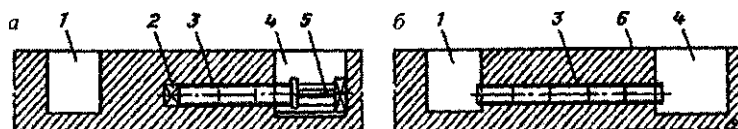


Рис. 7.38. Одноступенчатая прокладка труб:
а — стадия проведения микротоннеля с прокладываемым при этом ставом труб; б — использование в дальнейшем этого става труб в качестве продуктопровода; 1 — конечная камера; 2 — буровая управляемая головка; 3 — продуктопровод; 4 — стартовая камера; 5 — домкратная станция; 6 — поверхность земли

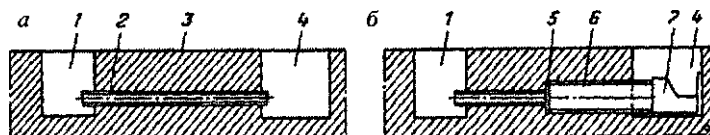


Рис. 7.39. Двухступенчатая прокладка труб:
а, б — пилотная и расширительная ступени; 1 — конечная камера; 2 — пилот-труба; 3 — поверхность земли; 4 — стартовая камера; 5 — режущая головка; 6 — труба расширения; 7 — домкратная станция

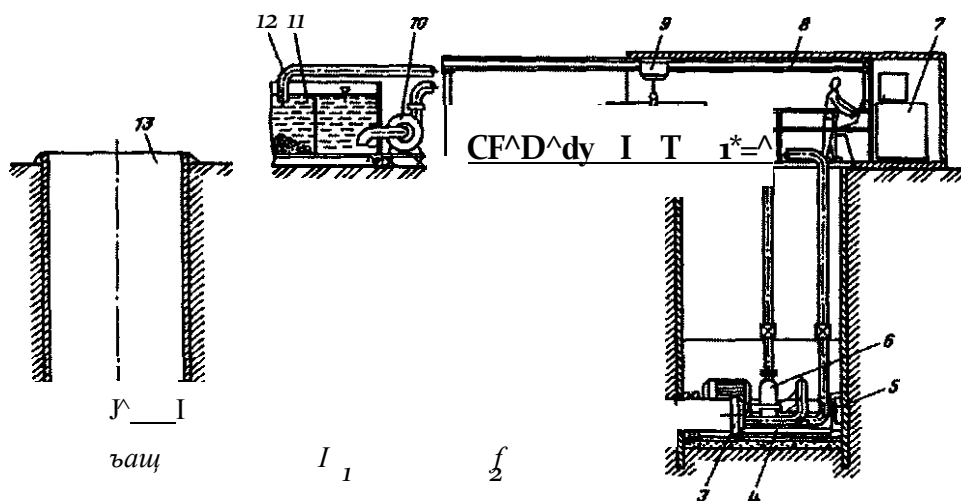


Рис. 7.40. Схема прокладки подземного трубопровода микрощитовым комплексом: 1 — микрощит; 2 — секция трубы; 3 — упорное кольцо; 4 — домкратная станция; 5 — прессоупорная рама; 6 — грязевой насос; 7 — пульт управления; 8 — монорельс; 9 — тельфер; 10 — водяной насос; 11 — резервуар для приема пульпы; 12 — труба для подачи пульпы в отстойник; 13 — конечная камера

Строительство тоннелей и других подземных сооружений больших размеров и различных форм поперечного сечения (круглой, овальной, квадратной и прямоугольной) способом продавливания осуществляют по двум технологическим схемам. По первой схеме головное звено тоннельной обделки либо первую секцию другого подземного сооружения оснащают ножевым устройством, аналогичным ножевой части проходческого щита, и вдавливают в грунт, а за ним проталкивают очередные кольца обделки или секции подземного сооружения. По второй схеме, применяющейся при большом поперечном сечении, продавливаемые в грунт элементы играют роль защитного экрана, внутри которого выполняют все проходческие операции.

Способ продавливания применяют обычно при сравнительно небольшой длине подземных сооружений, однако в практике известно продавливание тоннелей длиной до 300—400 м. Имеют место также случаи продавливания автотранспортных тоннелей прямоугольного поперечного сечения размерами 38х12,5 м на расстояние около 2 км.

Различают продавливающие установки немеханизированные и механизированные. В немеханизированных установках выемку и погрузку грунта в забое выполняют вручную (рис. 7.41), а другие проходческие операции осуществляют с различным уровнем механизации. В механизированных установках горную породу в забое разрушают специальными рабочими органами различного, в основном скреперно-ковшового типа (рис. 7.42).

Разработаны механизированные установки горизонтального бурения, принцип действия которых основан на сочетании выемки грунта рабочим органом режущего типа и транспортирования его шнеком с одновременным вдавливанием трубопровода-футляра (рис. 7.43 и 7.44).

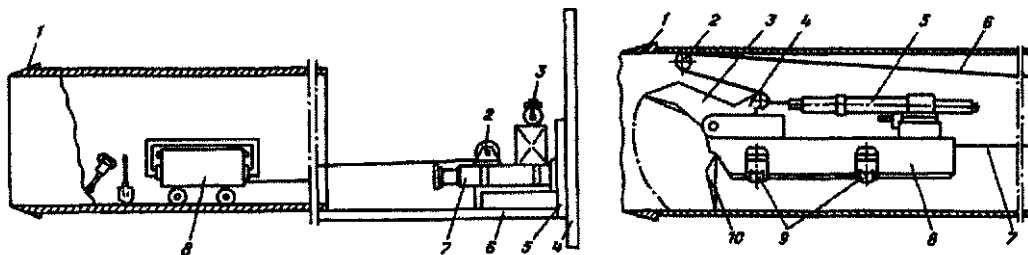


Рис. 7.41. Немеханизированная продавливающая установка:

1 — направляющий оголовок; 2 — тяговая лебедка; 3 — насосная станция; 4 — упорная стенка; 5 — опорная плита; 6 — направляющая рама; 7 — гидродомкрат; 8 — опрокидная вагонетка

Рис. 7.42. Механизированная продавливающая установка ПУ-2:

1 — направляющий оголовок; 2 — отклоняющий блок (ролик); 3 — ковш; 4 — поворотный рычаг ковша; 5 — пружинные стабилизаторы положения ковша; 6 — рабочий трос; 7 — тяговый трос; 8 — тележка; 9 — ходовые ролики; 10 — откидной фунтовый клапан-скребок

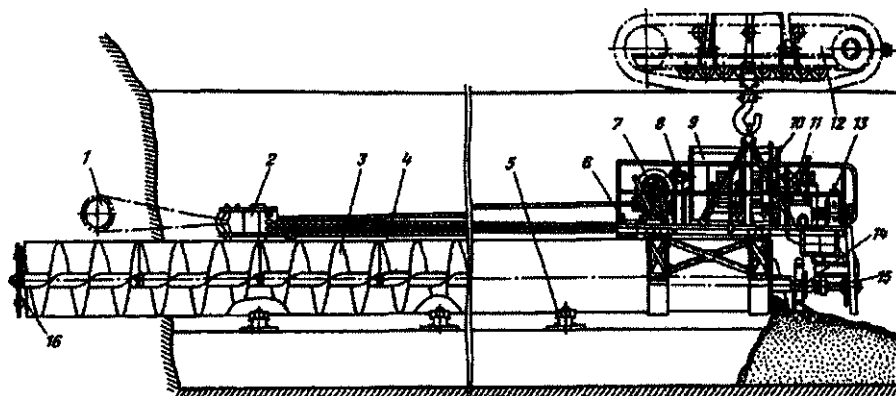


Рис. 7.43. Механизированная установка горизонтального бурения типа УГБ:

1 — упорный якорь; 2 — неподвижный блок; 3 — шнек; 4 — продавливаемая труба-футляр; 5 — направляющая рама с роликами; 6 — рабочая площадка; 7 — привод лебедки; 8 — ограждение площадки; 9 — двигатель внутреннего сгорания; 10 — коробка передач лебедки; 11 — муфта включения; 12 — трубоукладчик; 13 — двухступенчатый редуктор; 14 — муфта; 15 — приводной вал шнека; 16 — режущая головка

Для строительства тоннелей диаметром 6 м и протяженностью 30—50 м с крепью из чугунных тубингов, собираемых в кольцо и вдавливаемых в грунт одновременно с ножевой секцией, предназначен комплекс КМ-35 (рис. 7.45).

Проколом называют способ прокладки трубопроводов или образования скважин без удаления грунта за счет его сжатия и уплотнения вокруг трубы или в стенке скважины. Различают статический и динамический проколы. При статическом проколе внедрение труб в грунтовой массив осуществляют гидродомкратными установками или полиспапными системами. При динамическом проколе прокладку трубопроводов или образование скважин выполняют с помощью пневмопробойников или пневмо- и гидромолотов за счет их ударно-импульсного воздействия на грунт.

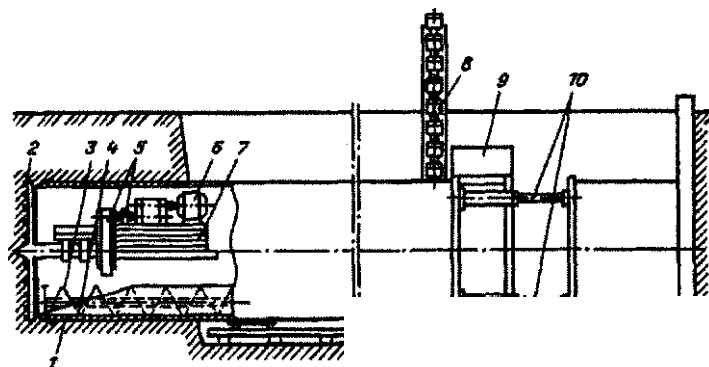


Рис. 7.44. Установка горизонтального бурения ГБ-1621:

1 — обечайка; 2 — режущая головка; 3 — шнек; 4 — грунтовый лоток; 5 — редукторы; 6 — электродвигатель; 7 — винтовой домкрат; 8 — ковшовый элеватор; 9 — двигатель с редуктором и трехскоростной коробкой передач; 10 — гидродомкраты; 11 — тележка; 12 — продавливаемая труба-футляр

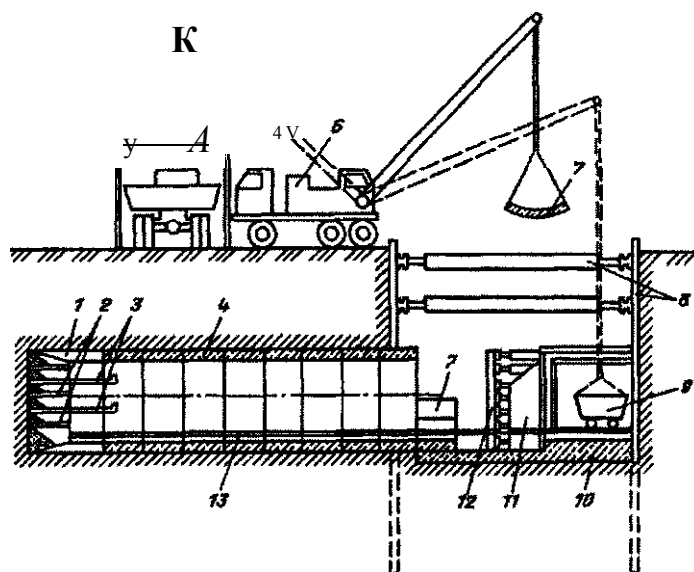


Рис. 7.45. Схема размещения технологического оборудования с проходческим комплексом КМ-35:

1 — ножевая секция; 2 — вспомогательные перегородки, горизонтальные рассекающие площадки; 3 — рабочие площадки; 4 — тубинговая тоннельная обделка; 5 — бункер; 6 — автомобильный кран; 7 — тубинги; 8 — крепление рабочего котлована; 9 — вагонетка; 10 — железобетонное основание рабочего котлована; 11 — гидродомкратная установка; 12 — нажимное распределительное кольцо; 13 — рельсовый путь

При статическом проколе необходимы большие напорные усилия, поэтому диаметр прокладываемых трубопроводов ограничен 300—400 мм, а длина должна быть до 40—60 м. Отечественные пневмопробойники позволяют прокладывать трубопроводы или скважины диаметром 70—240 мм за один

проход. При повторном проходе пневмопробойника можно увеличить диаметр скважины от 100 до 300—400 мм. Длина прокола — до 20—40 м. С наилучшим эффектом прокол можно осуществить в связных горных породах.

Основными признаками *горного способа строительства* подземных сооружений тоннельного и камерного типов является буровзрывная отбойка горных пород, а также возведение временной и постоянной крепи. Площади поперечного сечения подземных сооружений тоннельного типа составляют от 40 до 200 м² и более. Поэтому их строительство ведут с постепенным увеличением разрабатываемой площади поперечного сечения.

Последовательность разработки отдельных участков сечения тоннеля называют *раскрытием сечения*. При строительстве тоннелей горным способом в мягких трещиноватых породах раскрытие сечения осуществляют (рис. 7.46):

- а) способом раскрытия сечения на полный профиль по частям;
- б) способом опертого свода;
- в) способом опорного ядра.

При строительстве тоннелей горным способом в крепких горных породах применяют следующие варианты буровзрывной отработки пород: сплошным, уступным или ступенчатым забоями, а также способом строительства тоннеля с передовой штольной или пилот-тоннелем.

Способ сплошного забоя применяют в устойчивых породах с коэффициентом крепости $f > 4$ в тоннелях высотой до 10—12 м, шириной до 8—10 м и площадью поперечного сечения до 110—130 м².

Уступный способ применяют в тоннелях с площадью поперечного сечения > 120 м² и высотой > 10 м в скальных породах с коэффициентом крепости $f > 4$. Уступный способ характеризуется разделением сечения тоннеля на две части, каждая из которых разрабатывается отдельным забоем на различных высотных отметках и в разное время. Различают два варианта уступного способа: с верхним уступом и с нижним уступом (рис. 7.47). Более распространен в практике тоннелестроения вариант нижнего уступа (рис. 7.48).

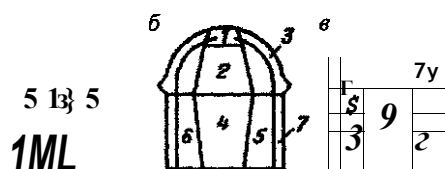
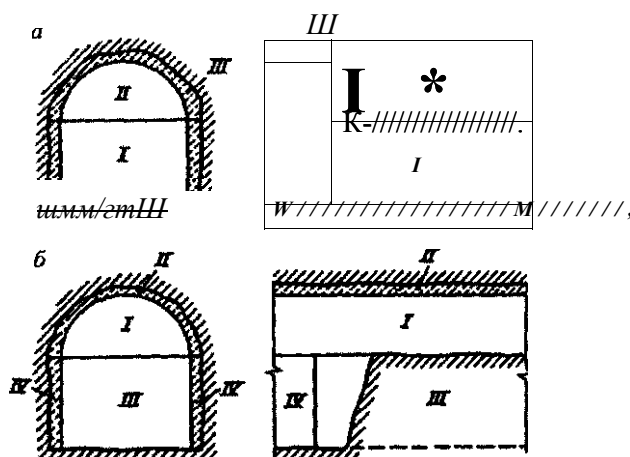


Рис. 7.46. Способы раскрытия сечения тоннеля при горном способе строительства

Рис. 7.47. Схемы разработки забоя тоннеля уступным способом:

а — с верхним уступом; б — с нижним уступом; /—IV — последовательность выемки горных пород



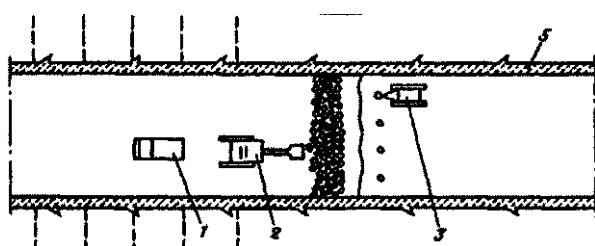


Рис. 7.48. Схема разработки нижней части тоннеля в один уступ:

1 — автосамосвал; 2 — экскаватор с ковшем вместимостью 1–2 м³; 3 — буровой станок; 4 — анкеры крепления стен, железобетонные; 5 — постоянная обделка свода

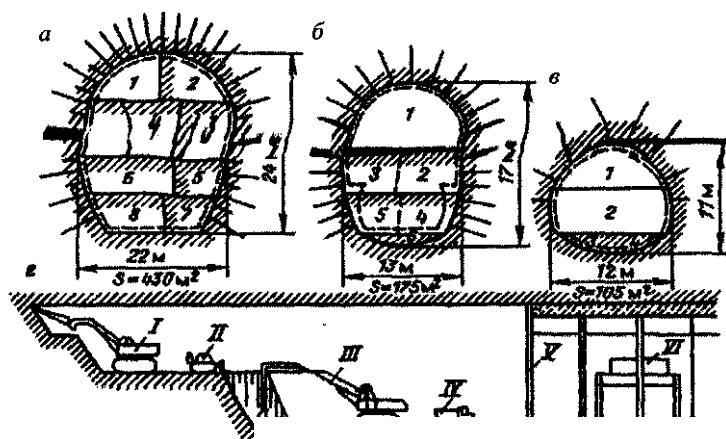


Рис. 7.49. Схема производства работ в тоннеле способом ступенчатого забоя:

а, б, в — формы поперечного сечения тоннелей; г — продольный разрез тоннеля; I — комбайн со стреловидным рабочим органом; II — бульдозер; III — экскаватор типа обратная мехлопата; IV — автосамосвал; V — опалубка; VI — перестановщик опалубки; 1–8 — последовательность выемки пород в забое

При строительстве тоннеля *ступенчатым забоем* его сечение разделяют на 2–4 ступени и разработку каждой нижерасположенной ступени ведут с отставанием по длине на 30–80 м от забоя вышерасположенной ступени (рис. 7.49). Отработку каждой ступени осуществляют сплошным забоем.

Сущность *способа пилот-тоннеля* состоит в том, что при строительстве основного тоннеля параллельно его оси с опережением в 100–250 м проводят вспомогательный тоннель или штольню небольшого поперечного сечения (рис. 7.50). Способ целесообразно использовать для строительства протяженных тоннелей глубокого заложения в массиве крепких пород, в которых детальные геологоразведочные изыскания затруднены и отсутствуют сведения для достоверного прогнозирования горно-геологических условий по трассе.

Способ проведения протяженных тоннелей с круглой формой поперечного сечения **комбайнами роторного типа** (рис. 7.51) характеризуется высокой культурой технологического процесса в сочетании с безопасностью труда.

В качестве породоразрушающего инструмента на тоннелепроходческих комбайнах применяют дисковые шаршки лобового действия. Комбайны этого типа можно использовать для проведения тоннелей в горных породах, имеющих предел прочности при сжатии до 200 МПа, поэтому они должны создавать исполнительным органом большие усилия на забой (табл. 7.13). Комбайновое проведение тоннелей имеет определенные преимущества по сравнению с буровзрывным способом.

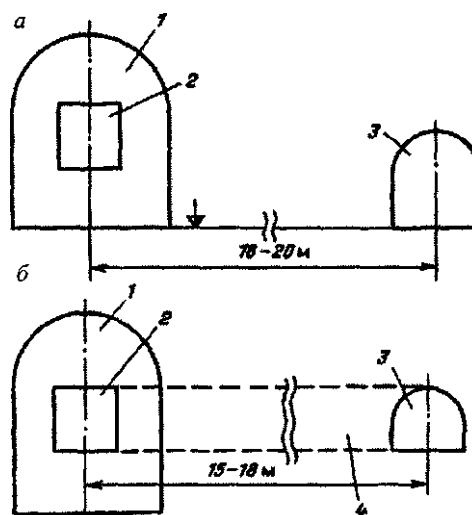


Рис. 7.50. Одноштольневой (а) и двухштольневой (б) варианты взаимного расположения основного тоннеля и пилот-тоннеля (штольни):

1 — основной тоннель; 2 — пилот-тоннель (штольня); 3 — вспомогательная штольня; 4 — диагональная сбойка

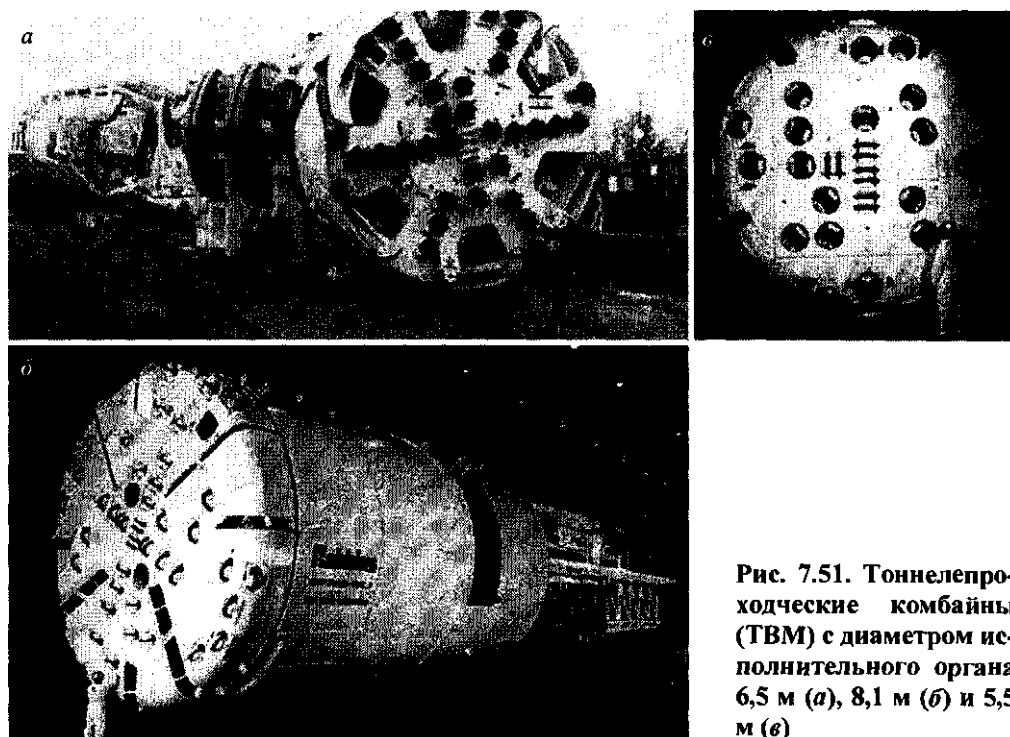


Рис. 7.51. Тоннелепроходческие комбайны (ТВМ) с диаметром исполнительного органа 6,5 м (а), 8,1 м (б) и 5,5 м (в)

Таблица 7.14

Технические параметры некоторых тоннелепроходческих комбайнов (Atlas Copco, Швеция)

Машина	Диаметр ротора, м	Суммарная мощность электродвигателей, кВт	Усилие на забой, кН
МК 12	3,4—4,4	1000	6350
МК 15	3,5—5,5	1680	8300
МК 18	4,5—5,5	2240	10 500
МК 27	6,4—12,4	3360—4480	18 500
МК40R	10—14	5600—6160	24 000

К преимуществам комбайнового проведения тоннелей по сравнению с буровзрывным способом относятся более высокие скорости проведения тоннелей, максимальное соответствие размеров поперечного сечения проводимого тоннеля проектным размерам, сохранение естественного состояния окружающего массива пород, сохранение тоннелем более высокой устойчивости в процессе его эксплуатации.

Основные финансовые затраты при проведении тоннелей комбайнами роторного типа приходятся на породоразрушающий инструмент и пылеподавление.

Строительство подземных сооружений камерного типа

К горным *выработкам камерного типа* относят выработки, площадь поперечного сечения которых составляет от 60 до 100 м² при подземном строительстве в горно-рудной промышленности и до 1000 м² и более в гидротехническом и атомном подземном строительстве. Длина камер обычно равна 200—500 м, ширина — 20—40 м, высота достигает 70 м и более.

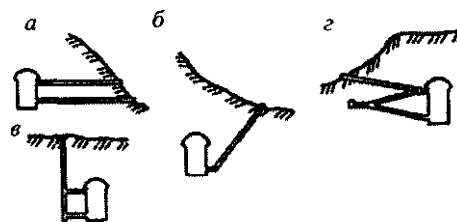
Для обеспечения строительства крупных камерных выработок, а в дальнейшем и для эксплуатации подземного сооружения проводят определенное число *подходных выработок*, строительство которых называют *вскрытием камеры*. Подходные выработки различают постоянные, т.е. эксплуатационные, которые будут использоваться как в период строительства, так и во время эксплуатации подземного сооружения, и временные — строительные, которые нужны лишь на период строительства.

В зависимости от рельефа местности, условий заложения подземного сооружения, объемов подземных работ и других факторов возможны следующие схемы вскрытия камер: горизонтальными, наклонными, вертикальными, спиральными выработками и их комбинациями (рис. 7.52).

Камерные выработки с большой площадью поперечного сечения строят обычно в скальных и полускальных породах, поэтому для выемки породы в забоях применяют буровзрывную отбойку.

Существенное отличие размеров поперечного сечения камерных выработок в сравнении с размерами выработок в горно-добывающих отраслях и

Рис. 7.52. Схемы вскрытия камерных выработок горизонтальными подходными выработками (а), наклонными (&), вертикальными и горизонтальными (в), спиральными (г)



даже с размерами поперечных сечений транспортных тоннелей не позволяет применять при их строительстве хорошо зарекомендовавшие себя технологии проведения горных выработок. Это связано с тем, что в забое, как правило, взрывают большое количество взрывчатого вещества, а это сопровождается значительными сейсмическими колебаниями вмещающего породного массива, выделением большого количества газов, образуется значительная поверхность обнажения стен и свода выработки. Эти обстоятельства ставят непростые задачи по приведению в безопасное состояние свода и стен выработки, организации уборки отбитой породы, возведения временной крепи, проветривания забоя.

При строительстве камерных выработок небольшой высоты (< 10 м) в зависимости от горно-геологических условий применяют, как правило, известные в тоннелестроении способы проходки.

При проведении камерных выработок особо больших поперечных размеров используют следующие принципиальные технологические схемы (рис. 7.53):

1 — поэтапное раскрытие сечения камеры, начиная со свода, горизонтальными уступами (см. рис. 7.53, а);

2 — создание по контуру камеры, начиная со стен, прорези с одновременным возведением в этой прорези элементов постоянной крепи стен камеры, затем разработка породы и возведение постоянной крепи в подсводовой части сечения камеры (см. рис. 7.53, б). Только после того как крепь наберет необходимую прочность, приступают к выемке пород основного ядра;

3 — поэтапное раскрытие сечения камеры отдельными фрагментами (см. рис. 7.53, в).

Основными по трудоемкости процессами в проходческом цикле при проведении камер больших поперечных размеров являются бурение шпуров, погрузка породы и возведение крепи.

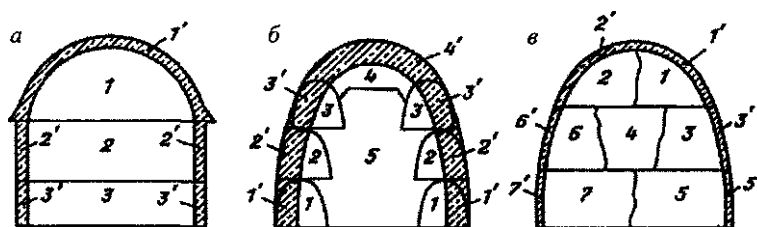


Рис. 7.53. Последовательность раскрытия сечения (1—7) и возведения постоянной крепи (Г—7') камерных выработок с особо большой площадью поперечного сечения

Таблица 7.14

Коэффициент крепости пород /	Число шпуров на 1 м ² при площади забоя			
	20—40 м ²	50—80 м ²	90—120 м ²	> 120 м ²
6—8	2,1	1,6—1,5	1,3—1,2	0,9
8—10	2,2	1,9—1,7	1,5—1,3	1,2—1,1

Объем буровых работ в забое на проходческий цикл можно определить по формуле

$$V_6 = N_{ya} S i_{ш}$$

где U_6 — объем бурения в забое, м; $t_{уд}$ — число шпуров, необходимое на 1 м² площади S забоя; $l_{ш}$ — средняя длина шпуров в забое, обычно 4 м.

Рекомендуемое удельное число шпуров в зависимости от крепости пород и площади забоя приведено в табл. 7.14. Для бурения шпуров применяют, как правило, самоходные бурильные машины с несколькими установленными на них пневматическими или гидравлическими перфораторами.

Влияние крепости пород на скорость бурения шпуров показано на рис. 7.54.

Продолжительность проходческого цикла зависит от объемов работ, производительности бурового и погрузочно-доставочного оборудования.

Продолжительность погрузки горной массы в общем объеме работ проходческого цикла составляет 25—30 %. Для погрузки горной массы применяют погрузочные машины непрерывного действия типа ПНБ, экскаваторы с укороченной стрелой и уменьшенной длиной задней поворотной платформы.

Транспортирование горной массы осуществляют автосамосвалами типа МАЗ и другими грузоподъемностью 10—27 т с максимальной скоростью движения по выработкам 10—15 км/ч. Транспортные средства с двигателями

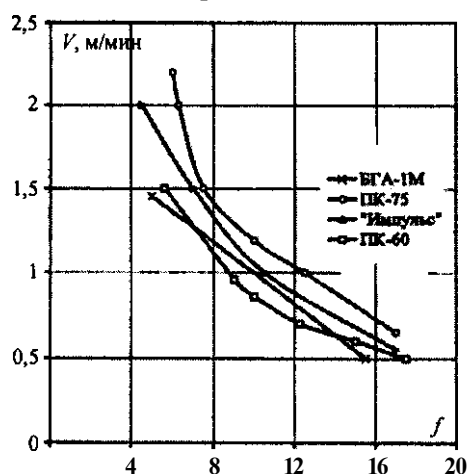


Рис. 7.54. Графики изменения скорости бурения шпуров V в зависимости от коэффициента крепости пород /

внутреннего сгорания оснащены системами нейтрализации выхлопных газов. Наиболее маневренными, универсальными в применении являются ковшовые погрузочно-доставочные машины отечественного производства типа ПД-8 и зарубежных фирм, например ПДМ «TORO». Эффективным является создание комплектов оборудования с оптимальным соотношением технических параметров. Например, хорошо зарекомендовало себя при строительстве крупных подзем-

ных комплексов ГЭС сочетание погрузочно-доставочной машины типа ПД-8 и автосамосвала МАЗ -6401.

При строительстве подземных камерных комплексов прогрессивной временной крепью является анкерная крепь в сочетании с набрызгбетоном, в качестве постоянной применяют монолитную бетонную и железобетонную крепь. В качестве постоянной крепи в крупных камерах используют анкерную крепь с набрызгбетоном и предварительно напряженными анкерами длиной 10—20 м с шагом установки 3—4 м. Предварительно напряженные анкера сочетают с обычными железобетонными или полимерными длиной 3 - 4 м, которые устанавливают между глубокими анкерами. В трещиноватых породах применяют анкерную крепь с многослойным набрызгбетонным покрытием и двойным сеточным армированием. Общая толщина покрытия составляет 15 —20 см.

При возведении постоянной крепи из монолитного бетона и железобетона используют передвижные опалубки, обычные для тоннелей. При креплении крупных подземных сооружений применяют армирующие каркасы с сетчатой опалубкой, закрепляемые анкерами к своду выработки.

Строительство подземных хранилищ

В верхних слоях земной коры создают подземные хранилища газа, нефти и продуктов их переработки.

Подземное хранилище — это комплекс подземных и наземных сооружений, обеспечивающий прием, хранение и отбор продуктов. Подземные хранилища, построенные **горным (шахтным) способом**, называют *хранилищами шахтного типа*. Хранилища, сооружаемые **бесшахтным способом**, называют *бесшахтными подземными хранилищами*.

Для создания подземных хранилищ применяют также **камуфлетные взрывы зарядов ВВ**. Способы сооружения резервуаров подземных хранилищ зависят от механических, тепловых и химических свойств горных пород.

Горно-проходческими способами строят подземные резервуары в гипсе, доломите, известняке, мергеле, граните, гнейсе, вечномёрзлых и других породах.

Сооружение бесшахтных резервуаров осуществляют через буровые скважины посредством **растворения каменной соли**.

Строительство подземных резервуаров с применением камуфлетных взрывов возможно в пластичных глинистых породах в результате их уплотнения и упрочнения под действием взрывных волн и давления газов, образующихся при подземном взрыве.

Наиболее экономично и перспективно сооружение подземных резервуаров бесшахтным способом, когда в забое выработки не присутствуют люди и машины, а процессы выемки и транспортирования горной массы на земную поверхность осуществляются непрерывно.

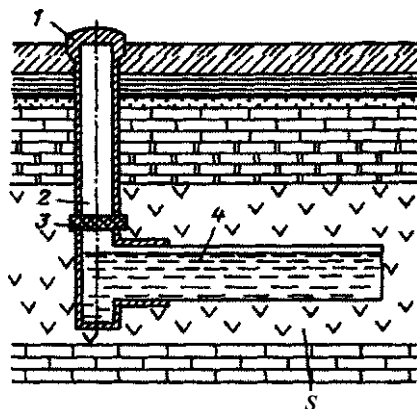


Рис. 7.55. Схема хранилища шахтного типа в непроницаемых породах с положительной температурой:

1 — оголовок ствола; 2 — ствол; 3 — герметичная перемычка; 4 — выработка-емкость; 5 — толща непроницаемых пород

В общем объеме созданных в мире подземных резервуаров на долю выработок, сооружаемых посредством растворения каменной соли, приходится 80—85 %, а сооружаемых горно-проходческим способом, — 15—20 %.

Для обеспечения герметичности выработок-емкостей шахтные подземные хранилища создают в непроницаемых породах с искусственной изоляцией или без нее (рис. 7.55, 7.56).

Используют различные конструкции и герметизирующие материалы для выработок-емкостей в зависимости от горно-геологических условий и вида хранимого продукта. Важным фактором эксплуатации подземного хранилища является соблюдение оптимального режима давления и температуры в резервуаре, начиная с периода строительства.

Проведение выработок подземных хранилищ шахтного типа осуществляют известными способами, нашедшими широкое применение в практике подземного строительства: буровзрывным способом в крепких горных породах, с применением проходческих комбайнов чаще всего в каменной соли, гипсе и вечномерзлых породах, проходческих щитов в слабых породах типа глин с возведением сплошной крепи.

Строительство подземных хранилищ бесшахтным способом получило наибольшее распространение в отложениях каменной соли. В подземных резервуарах в каменной соли могут храниться практически все жидкие и газообразные углеводородные продукты.

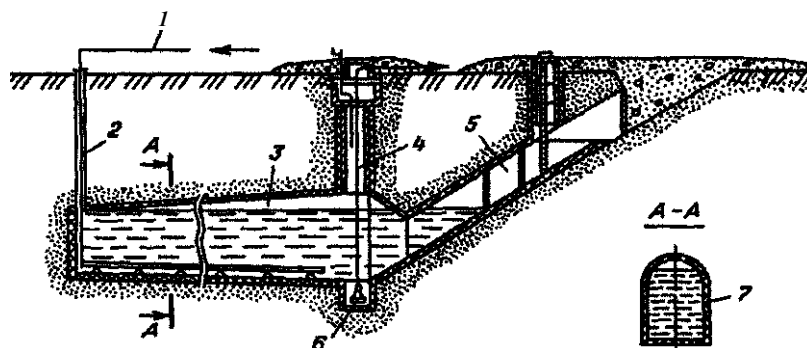


Рис. 7.56. Схема шахтного резервуара в вечномерзлых породах:

1 — трубопровод; 2 — технологическая скважина для слива нефтепродуктов в подземные выработки-емкости; 3 — выработка-емкость; 4 — технологический колодец; 5 — наклонный ствол; 6 — насос; 7 — ледяная облицовка

Бесшахтные подземные резервуары строят методом подземного растворения каменной соли через буровые скважины.

Бесшахтный подземный резервуар состоит из выработки-емкости, предназначенной для размещения хранимого продукта, и эксплуатационной скважины, оборудованной для закачки и выдачи продукта. Выработка-емкость имеет, как правило, симметричную относительно скважины форму и сводчатую кровлю. Пролет выработки-емкости может достигать 80 м. высота — до нескольких сотен метров и вместимость — от десятков тысяч до миллиона кубометров. У подземных резервуаров может быть одна или несколько эксплуатационных скважин с колоннами труб, которые используют сначала для сооружения, а затем и эксплуатации резервуаров.

Строительство бесшахтных подземных хранилищ в каменной соли обусловлено прежде всего физическими и химическими свойствами каменной соли как горной породы, вмещающей выработку-емкость. Способность каменной соли к растворению пресной или слабоминерализованной водой делает возможным применение дешевой, безопасной и эффективной скважинной *гидравлической технологии* для сооружения подземной выработки.

Извлекаемый при сооружении подземного резервуара концентрированный раствор хлорида натрия является ценным химическим сырьем, практически готовым к утилизации. Химическая инертность каменной соли по отношению к углеводородам в совокупности с отсутствием кислорода и стабильностью температуры и давления обеспечивают сохранение качества углеводородных продуктов.

В выработках-емкостях подземного хранилища в каменной соли появившиеся по какой-либо причине трещины способны *самозалечиваться* вследствие вязкопластических деформаций соли, что обеспечивает непроницаемость соляных массивов и герметичность подземных резервуаров.

Технология сооружения бесшахтных резервуаров не допускает крепления, поэтому для обеспечения их устойчивости при больших глубинах заложения выработки-емкости эксплуатируют под избыточным давлением, что является достоинством при хранении ряда углеводородных продуктов.

При строительстве подземных резервуаров в каменной соли большое значение имеют состав соленосных отложений, глубина их залегания и температура пород. Осложняет процесс наличие калийных солей, отличающихся высокой скоростью растворения, а также присутствие нерастворимых включений в каменной соли, которых должно быть не более 35 %.

Все существующие в мире подземные резервуары расположены в соляных толщах, залегающих, как правило, на глубинах 300—1400 м. Теоретически, максимально возможная глубина заложения подземных резервуаров с точки зрения обеспечения их устойчивости может достигать 3000 м. Резервуары малой вместимости (при их высоте не более 10 м) можно создавать в соляной залежи мощностью не менее 20 м.

МЕТОДЫ УТИЛИЗАЦИИ РАССОЛА



Рис. 7.57. Методы утилизации строительных рассолов

При строительстве подземных резервуаров в каменной соли необходима утилизация большого количества строительного рассола, которого образуется 8—10 м³ при создании 1 м³ геометрического объема выработки-емкости. На рис. 7.57 показаны методы утилизации строительного рассола.

Сущность технологии строительства подземных хранилищ с применением *камуфлетных взрывов* заключается в следующем (рис. 7.58). С земной поверхности проходят шурф или скважину до определенной глубины в глинистых породах. Шурф или скважину крепят металлическими трубами или бетонными кольцами, затрубное пространство цементируют. Затем шурф (скважину) углубляют меньшим диаметром до отметки заложения заряда ВВ, опускают в забой шурфа (скважины) заряд ВВ, а шурф (скважину) заполняют гидравлической забойкой. При взрыве заряда ВВ в результате ди-

намического воздействия продуктов взрыва на стенки зарядной камеры образуется сферическая полость, соединенная с земной поверхностью через закрепленный шурф (скважину). Образование полости основано на способности глинистых пород уплотняться и упрочняться под действием камуфлетного взрыва. Уплотнение глинистых пород сопровождается пластическим течением и необратимыми деформациями.

Подземные резервуары сооружают методом камуфлетных взрывов через буровые скважины или шпуров в однородных слоях глинистых пород при мощности не менее 15 м и глубине залегания не более 60 м. Объем единичной выработки-емкости достигает 200 м^3 , диаметр — 7 м.

Для сооружения выработок-емкостей методом камуфлетных взрывов пригодны породы, содержащие глинистые частицы в количестве не менее 10 % и не более 60—65 %, а количество песчаных частиц не должно превышать 60 %. Глубина технологической скважины или шурфа h , м, зависит от мощности слоя глинистых пород $L_{\text{гл}}$ и мощности наносов, покрывающих глинистые породы $h_{\text{н}}$:

$$H = 0,5L_{\text{гл}} + h_{\text{н}},$$

Основной характеристикой механического действия глубинного взрыва на породу является *показатель ее простреливаемости* $\gamma_{\text{пр}}$, представляющий собой отношение объема образовавшейся подземной выработки-емкости к массе заряда ВВ.

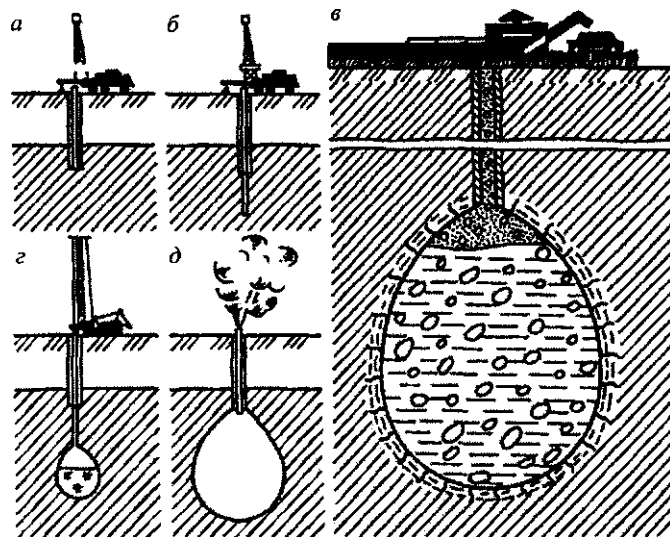


Рис. 7.58. Технологическая схема строительства подземного резервуара камуфлетным взрывом через скважину:

а, б — бурение скважины начальным и конечным диаметром соответственно; в — образование прострелочного котла; г — основной взрыв; д — подземный резервуар, заполненный токсичными веществами взрыва



Рис. 7.59. Схема механизированного возведения набрызгбетонной крепи подземной выработки-емкости:

1 — загрузочное устройство; 2 — бетономешалка; 3 — бетоноприцмашинка; 4 — система трубопроводов; 5 — сопло; 6 — набрызгбетонная крепь

При сооружении выработки-емкости через шурф диаметр его незакрепленной части позволяет разместить необходимый по массе сосредоточенный заряд ВВ.

При сооружении выработки-емкости через скважину диаметром 250—300 мм требуется предварительно образовать на забое скважины зарядную камеру для размещения основного заряда ВВ. Для этого скважину предварительно простреливают возрастающими по массе зарядами ВВ.

Число прострелок и масса прострелочного заряда зависят от требуемого объема зарядной камеры для размещения основного заряда ВВ с учетом коэффициента заряжения и показателя простреливаемости $1/\gamma_{пр}$ конкретных глинистых пород ($\gamma_{пр} = 0,2-0,3 \text{ м}^3/\text{кг}$).

Общая масса прострелочных зарядов $Q_{пр}$ для образования зарядной камеры определяется по формуле

$$Q_{пр} = 23/(A_{пр}D),$$

где $Q_3 = qVK_{ВВ}$, кг; $q = 1/\gamma_{пр}$, кг/м³; V — объем проектируемой полости, м³; K_r — коэффициент мощности ВВ относительно эталонного; A — плотность заряжения, кг/м³.

Масса основного заряда ВВ Q_0 определяется из выражения

$$Q_0 = U/\gamma_{пр} < 2Q_{кам},$$

где $2Q_{кам}$ — предельная масса заряда камуфлетного действия, кг.

Под *предельным зарядом* камуфлетного действия понимают такой заряд ВВ, взрыв которого не оказывает разрушительного действия на земную поверхность. Предельная масса камуфлетного заряда ВВ зависит от глубины его заложения h и может быть представлена в виде

$$Q_{kslm} \sim kH^i,$$

где k и i — эмпирические коэффициенты, зависящие от свойств глин и типа ВВ, по экспериментальным данным $k \sim 0,04$, $i = 2,8-3$.

Вследствие снижения со временем устойчивости стенок незакрепленных выработок-емкостей, сооружаемых камуфлетными взрывами, и для обеспечения надежности эксплуатации при хранении нефтепродуктов выработки необходимо крепить набрызгбетоном. Перспективной является механизированная технология возведения набрызгбетонной крепи, схема которой изображена на рис. 7.59.

7.3. Вскрытие месторождений полезных ископаемых

При разработке месторождений полезных ископаемых выделяют следующие *стадии горных работ*: вскрытие месторождения, подготовка месторождения или его части к очистным работам и очистная выемка полезного ископаемого.

Вскрытием называют проведение комплекса капитальных горных выработок: шахтных стволов, штолен, квершлагов и других, обеспечивающих доступ с поверхности земли к месторождению или его части и создающих условия для выполнения следующей стадии горных работ. Запасы называют вскрытыми, если они находятся в той части месторождения, для которой пройдены все вскрывающие выработки.

Месторождение полезного ископаемого или его часть вскрывают различными способами в зависимости от геологических, топографических, горно-технических и экономических факторов. К таким факторам относят форму и размеры шахтного поля, мощность и угол падения залежи, ценность полезного ископаемого, глубину залегания полезного ископаемого от поверхности земли, газоносность и обводненность месторождения, производственную мощность и срок службы предприятия и др.

Вскрывающие горные выработки различают главные и вспомогательные. К *главным* вскрывающим выработкам относят вертикальные и наклонные шахтные стволы и штольни. К *вспомогательным* вскрывающим выработкам — слепые стволы, квершлаг, гезенки и др.

Наиболее распространенным и универсальным способом вскрытия месторождений полезных ископаемых является **вскрытие вертикальными стволами**. Этот способ применяют при любых значениях мощности и углов падения месторождений, при любой глубине разработки и производственной мощности предприятия.

Шахтные стволы могут занимать различное положение относительно вскрываемого месторождения. При горизонтальном, пологом и наклонном залегании пластов, залежей шахтные стволы обычно пересекают пустые породы и полезное ископаемое.

При выборе места заложения вертикальных стволов относительно залежи полезного ископаемого учитывают вероятность сдвижения горных пород в массиве, прилегающем к стволу, в период последующей выемки полезного ископаемого.

Размеры области *сдвижения пород* над выработанным пространством определяются углами сдвижения, величина которых зависит от состава, строения массива и крепости пород, а также от мощности залежи и глубины ее залегания. Величина углов сдвижения пород может быть равна 40–70° (рис. 7.60).

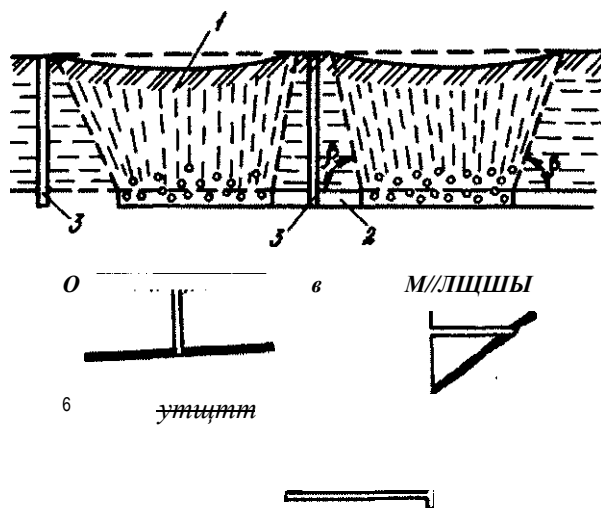


Рис. 7.60. Схема сдвижения пород:

1 — мульда сдвижения; 2 — охран-
ный целик; 3 — шахтные стволы; р
— угол сдвижения пород

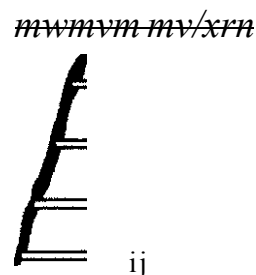


Рис. 7.61. Схемы вскрытия пологих и наклонных залежей вертикальными стволами:
а — при угле падения $< 2-3^\circ$; б — с бремсбергом и уклоном; в — с квершлагами

Рис. 7.62. Схема вскрытия крутопадающей залежи вертикальным стволом и квершлагами

Схемы с пересечением вертикальными стволами залежей полезных ископаемых (рис. 7.61) применяют для вскрытия пластовых (угольных и сланцевых) месторождений, а также пластообразных рудных месторождений с относительно невысоким содержанием рудных минералов.

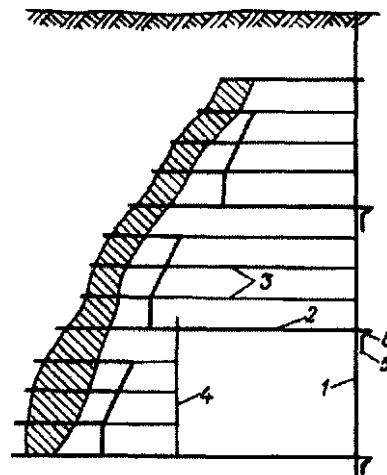
При разработке месторождений высокоценных полезных ископаемых главные вскрывающие выработки располагают за пределами зон сдвижения пород; в этом случае уменьшаются потери полезного ископаемого, так как охранные целики не оставляют.

При крутом падении залежей полезного ископаемого их вскрытие обычно осуществляют **вертикальным стволом и квершлагами, расположенными в породах лежащего бока** (рис. 7.62).

Расстояние от рудной залежи до ствола и соответственно протяженность квершлагов зависят от угла падения залежи, глубины ее залегания и углов сдвижения пород. Данную схему широко применяют для вскрытия крутопадающих рудных, а также угольных преимущественно мощных месторождений.

Одним из вариантов этого способа вскрытия является вскрытие крутопадающей залежи **вертикальным стволом с концентрационными и промежуточными квершлагами** (рис. 7.63). В этом варианте вскрытия один главный концентрационный квершлаг приходится на один—три промежуточных этажных квершлага. Руда с добычных горизонтов поступает по этажным квершлагам и рудоспускам на концентрационный горизонт, по которому транспортируется к стволу. Здесь строят околоствольный двор со скиповым подъемом, подземными дробилками и другими камерами.

Рис. 7.63. Вскрытие рудной залежи вертикальными стволами и квершлагами:
1 — главный ствол; 2 и 3 — квершлагги концентрационного и промежуточных горизонтов соответственно; 4 — слепой ствол; 5 — бункер скипового подъема; 6 — скиповой дозатор



Схемы вскрытия вертикальными стволами с квершлагами подвергаются экономическому анализу на предмет допустимости объема затрат на проведение квершлаггов возрастающей протяженности при увеличении глубины разработки. В этом случае рассматривают альтернативные варианты вскрытия, например, вертикальным стволом, пересекающим залежь полезного ископаемого, или наклонным стволом.

Наклонные стволы в качестве главных вскрывающих выработок применяют реже, чем вертикальные. Их обычно проходят по полезному ископаемому, значительно реже — по породам лежачего или висячего боков (рис. 7.64).

Вскрытие наклонными стволами целесообразно применять в условиях, когда пласты полезного ископаемого залегают под наносами мощностью до 50—70 м, угол наклона пластов < 25°, залегание пластов — спокойное. Длина наклонных стволов обычно составляет 1,5—1,8 км. На современных крупных шахтах наклонные конвейерные стволы могут быть протяженностью до 3000 м.

При проходке наклонных стволов непосредственно по полезному ископаемому (см. рис. 7.64, а), а также во вмещающих породах горизонтально или полого залегающего месторождения (см. рис. 7.64, б) требуется оставлять *охранные целики*.

Первый вариант (а) применяют для вскрытия наклонных угольных и реже рудных месторождений относительно небольшой мощности. Вскрытие угольных пластов осуществляют обычно тремя стволами (из которых один — главный и два — вспомогательных), расположенными в центре шахтного поля. Во втором варианте (б) под наклонным стволом оставляют охранный целик больших размеров.

Наклонные стволы могут располагаться за пределами зоны сдвижения пород и соединяться с залежью полезного ископаемого квершлагами. Эти схемы применяют для вскрытия небольших пластообразных горизонтальных и пологих месторождений полезных ископаемых (рис. 7.65, а), относительно небольших крутопадающих рудных тел (рис. 7.65, б), а также наклонных рудных и угольных месторождений значительного простирания (рис. 7.65, в).

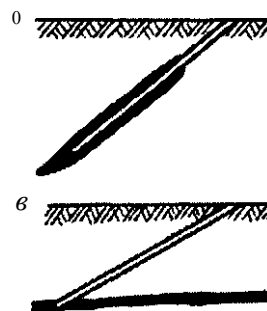


Рис. 7.64. Схемы вскрытия наклонными стволами, пройденными через залежь полезных ископаемых

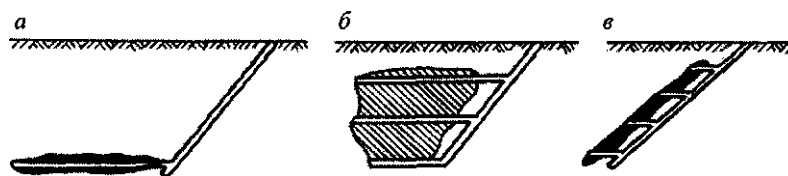


Рис. 7.65. Схемы вскрытия наклонными стволами, расположенными вне зоны сдвижения пород

Вскрытие месторождений наклонными стволами позволяет выполнить весь комплекс работ с относительно небольшими первоначальными затратами, сократить сроки ввода предприятия в эксплуатацию, упростить схему подземного транспорта и использовать конвейерный транспорт для выдачи полезного ископаемого на земную поверхность.

В то же время при этом способе вскрытия необходимы значительные расходы на эксплуатационное поддержание наклонных стволов, более протяженных по сравнению с вертикальными, крепь наклонных стволов оказывает большее сопротивление движению воздуха, вспомогательный канатный подъем имеет ограниченную пропускную способность из-за меньшей допустимой скорости движения подъемных сосудов, чем в вертикальных стволах.

Вскрытие штольнями характеризуется простотой и невысокими затратами, эффективностью транспортных операций, водоотлива и проветривания горных выработок.

Штольнями вскрывают месторождения, залегающие в районах с холмистой или гористой местностью (рис. 7.66).

Для вскрытия штольнями залежь полезного ископаемого должна быть удалена на незначительное расстояние от склона горы; около устья штольни необходимо устроить промышленную площадку с размерами, достаточными для размещения технических зданий и сооружений; следует предусмотреть возможность подвода железнодорожного пути, автомобильной дороги; устье штольни должно быть расположено выше возможного уровня подъема воды в долине.

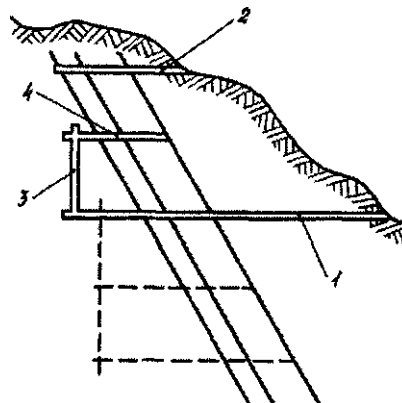
Вскрытие штольнями производят таким образом, чтобы месторождение (или возможно большая его часть) располагалось выше уровня штольни и его можно было бы отрабатывать без подъема полезного ископаемого и применения механического водоотлива.

Штольни могут располагаться в породах лежачего бока залежи, пласта (рис. 7.66, а) и в висячем боку (рис. 7.66, б). Во втором случае в части залежи, расположенной ниже уровня штольни, предусматривают оставление части запасов полезного ископаемого в качестве охранного целика; при горизонтальном или пологом залегании штольню проводят непосредственно по полезному ископаемому (рис. 7.66, в).



Рис. 7.66. Схемы вскрытия штольнями

Рис. 7.67. Вскрытие штольнями свиты пластов:
1 и 2 — капитальная и вентиляционная штольни; 3 — гезенк; 4 — квершлаг



При вскрытии свиты крутых пластов (рис. 7.67), кроме капитальной и вентиляционной штолен, в качестве дополнительных вскрывающих выработок проходят гезенки и этажные квершлагы для вскрытия пластов, расположенных выше штольнего горизонта.

Отличительным признаком *комбинированных способов вскрытия* месторождений является одновременное проведение неоднотипных основных и дополнительных вскрывающих выработок.

Например, вскрытие вертикальным стволом с земной поверхности и слепым стволом, вертикальным и наклонным слепым стволами, штольнями и вертикальным слепым стволом (рис. 7.68) и другие варианты.

Выбор комбинации вскрывающих выработок осуществляют с учетом глубины и особенностей залегания месторождения, рельефа земной поверхности и других горно-геологических и горно-технических факторов.

Сочетание вертикальных стволов, пройденных с земной поверхности, и **слепых стволов** применяют при значительной глубине залегания месторождения. В этом случае нижнюю часть месторождения при постоянном угле падения вскрывают слепым стволом и квершлагами, а при уменьшении угла падения — уклоном, за счет этого сокращается общая протяженность квершлагов по сравнению со схемой вскрытия вертикальным стволом на всю глубину залегания месторождения. Для вскрытия запасов полезных ископаемых, залегающих ниже уровня главной штольни, применяют **сочетание штольни со слепым стволом**. Для вскрытия угольных и рудных месторождений используют **комбинированные схемы с главными наклонными и вспомогательными вертикальными стволами** (рис. 7.69).

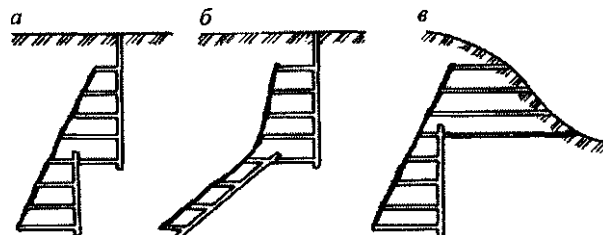


Рис. 7.68. Схемы вариантов комбинированного вскрытия:
а — главным и слепым стволами; б — вертикальным стволом и уклоном; в — штольнями и слепым стволом

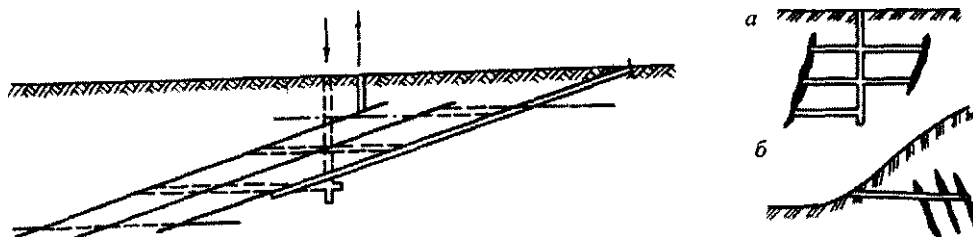


Рис. 7.69. Схема комбинированного вскрытия шахтных полей наклонными и вертикальными стволами

Рис. 7.70. Схемы совместного вскрытия нескольких залежей

В этом случае наклонные стволы оборудуют конвейерами для выдачи на поверхность полезного ископаемого, а вертикальные стволы и этажные квершлагги — подъемными и вентиляционными установками и участковыми транспортными средствами.

Способы совместного вскрытия применяют на месторождениях, представленных свитой угольных пластов или группой рудных тел, которые могут быть вскрыты системой взаимосвязанных выработок — *групповое вскрытие* (рис. 7.70, а) или *штольной* (рис. 7.70, б).

Выбор способа вскрытия осуществляют на основании сопоставления вариантов, возможных в рассматриваемых горно-геологических условиях. Выбирают тот вариант, который обеспечивает наибольшую безопасность и наименьшие затраты средств. Способ вскрытия при подземной разработке месторождений должен обеспечить работающим под землей не менее двух независимых выходов на земную поверхность; вторым выходом является вспомогательная вскрывающая выработка, предназначенная для вентиляции.

7.4. Подготовка месторождений к очистной выемке полезных ископаемых

Подготовкой месторождения или его части к выемке полезного ископаемого называют проведение комплекса подготовительных выработок: штреков, ортов, участковых бремсбергов и уклонов, восстающих и других выработок, разделяющих месторождение на участки, удобные для выемки полезного ископаемого. Часть месторождения, в которой пройдены все вскрывающие и подготовительные горные выработки, называют **подготовленными запасами**.

Часть месторождения, отведенная для отработки одной шахтой, называется **шахтным полем**. Шахтные поля характеризуются размерами по простиранию и по падению или вкрест простирания при горизонтальном, пологом и наклонном залегании. На крутопадающих залежах различают длину по простиранию и ширину вкрест простирания. При отработке всего месторождения одной шахтой

Рис. 7.71. Схемы разделения шахтных полей на этажи (а) и панели (б)

размеры и конфигурация шахтного поля определяются границами залежи полезного ископаемого.

Большие по площади пластовые месторождения отрабатывают несколькими шахтными полями преимущественно прямоугольной формы. Размеры шахтных полей пластовых и пластообразных месторождений полезных ископаемых обычно составляют по длине 6—8 км, достигая 20 км, по ширине 2—3 км, достигая 6—8 км. Длина шахтных полей рудных месторождений составляет 1,5—3 км. Крутопадающие рудные месторождения по падению на шахтные поля обычно не разделяют.

Для рациональной и экономически выгодной выемки запасов полезного ископаемого шахтное поле разделяют на более мелкие части: горизонты, крылья, этажи, выемочные поля, выемочные столбы, панели и блоки (рис. 7.71, 7.72, 7.73).

Горизонт — это часть шахтного поля, окантованная по простиранию границами шахтного поля и по падению верхней или нижней границами шахтного поля и главным откаточным штреком. При делении шахтного поля на три и более горизонта их границами по падению могут быть главный откаточный и главный вентиляционный штреки. Размеры горизонта по падению составляют обычно 1—1,2 км. Горизонты, расположенные по восстанию относительно главного откаточного штрека и обслуживаемые бремсбергами, называют *бремсберговыми полями*, а горизонты, расположенные по падению и обслуживаемые уклонами, — *уклонными полями*.

Крыло — часть горизонта, расположенная по одну сторону от вскрывающей выработки.

Этаж — часть шахтного поля, ограниченная по простиранию его границами, а по падению главным откаточным и главным вентиляционным штреками, которые имеют непосредственный выход на вскрывающие выработки. Штреки, ограничивающие

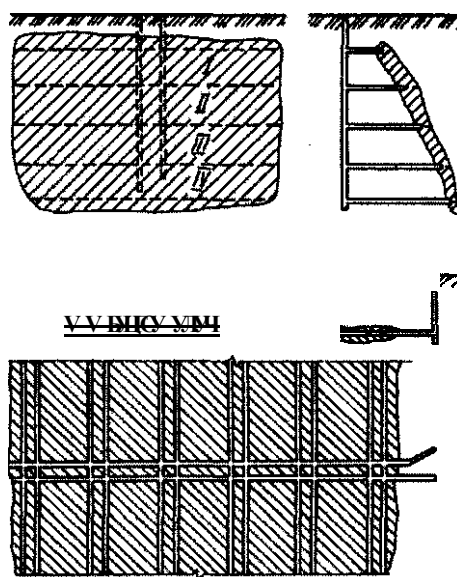
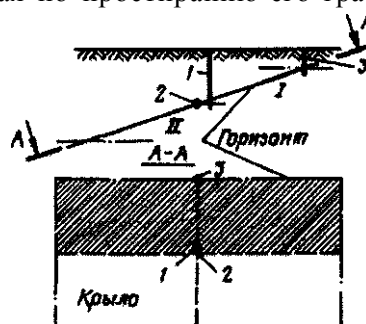


Рис. 7.72. Деление шахтного поля на крылья и горизонты:

1 — шахтный ствол; 2 — главный откаточный штрек; 3 — шурф; I — бремсберговый горизонт, II — уклонный горизонт



этаж, называют *этажными*. При отработке пологих и слабонаклонных пластов все этажи в пределах горизонта обслуживаются одним бремсбергом или уклоном, которые называются *капитальными*. На крутонаклонных и крутопадающих залежах каждый этаж обслуживается своими квершлагами: снизу — *откаточным*, сверху — *вентиляционным*.

Высота этажа h , является проекцией размера этажа по падению $h_{\text{п}}$, на вертикальную плоскость, т.е.

$$h = h_{\text{п}} / \sin \alpha,$$

где α — угол падения залежи.

Вертикальная высота этажа при отработке крутопадающих тонких и средней мощности залежей может составлять 100—130 м, при отработке мощных залежей — 80—100 м. Наклонная высота этажа на пологих и наклонных залежах изменяется от 200 до 500 м.

Выемочное поле — часть залежи в пределах этажа, отработка которой производится с применением участков бремсбергов или скатов. Размер выемочного поля по простиранию может составлять на пологих пластах 750—1500 м, на крутых пластах 350—500 м.

Выемочный столб — часть пласта в пределах выемочного поля, ограниченная по падению конвейерным и вентиляционным штреками, а по простиранию — границами шахтного поля.

Панель — это часть шахтного пласта в пределах шахтного поля или горизонта, обслуживаемая самостоятельным комплексом горизонтальных

или наклонных транспортных и вентиляционных выработок. Границами панели по падению являются границы горизонта, по простиранию — границы смежных панелей, а на флангах шахтного поля — границы шахтного поля. Размеры панели по простиранию — 1,5—2 км, по падению — 1—1,2 км.

Ярус — это часть панели, ограниченная по падению конвейерным и вентиляционным штреками, а по простиранию — границами панели.

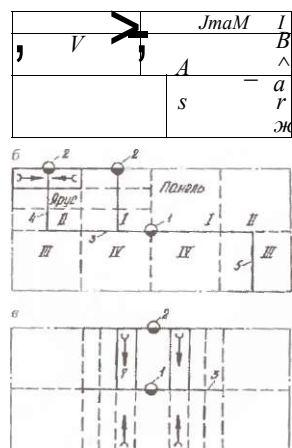


Рис. 7.73. Деление крыльев и горизонтов шахтного поля на этажи (а), панели (б), и выемочные столбы (с):

1 и 2 — главный и вентиляционные столбы; 3 — главный откаточный штрек; 4 — бремсберг; 5 — уклон; 6 — выемочное поле; 7 — выемочный столб; I—VI — последовательность отработки этажей и панелей

Термин **«блок»** имеет различное смысловое значение при подземной разработке угольных месторождений, при подземной разработке рудных месторождений и при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

При *подземной разработке угольных месторождений* блок — это часть шахтного поля, вскрытая с поверхности и независимо проветриваемая с помощью самостоятельного комплекса горных выработок. Деление шахтного поля на блоки применяют при высокой газоносности угольных пластов для улучшения их вентиляции, а также с целью повышения эффективности строительства и работы крупных шахт. Подъем на поверхность угля и породы из блоков осуществляют по главным стволам, с которыми блоки соединяют магистральными штреками. Блоки делят на горизонты, панели и выемочные столбы.

При *подземной разработке рудных месторождений* блок — это выемочный участок в пределах этажа. Высота блока соответствует высоте этажа; ширина вкрест простирания равна мощности рудного тела или в случае отработки мощных месторождений ее части; длину блока по простиранию определяют в зависимости от технологии очистной выемки. Выемочные блоки по своему контуру ограничены в верхней части вентиляционными, а в нижней части — откаточными выработками: штреками, ортами. В боковых частях выемочные блоки ограничены наклонными и вертикальными горными выработками — восстающими. Размеры выемочных блоков могут составлять, например, 100х50х50 м.

При *открытой разработке месторождений* блок — часть уступа, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки или выемки. Например, экскаваторный блок представляет собой часть уступа по длине, предназначенную для выемки одним экскаватором. При перевозке горной массы железнодорожным транспортом минимальная длина блока 250—300 м, при перевозке автомобильным транспортом 50—150 м.

На пластовых месторождениях различают этажный, панельный и погоризонтный **способы подготовки месторождений** к очистной выемке полезных ископаемых.

Способ подготовки называют *этажным*, если пласт в пределах шахтного поля или горизонта делят по падению на этажи, а этажи — на выемочные поля и выемочные столбы. Для их обслуживания проводят бремсберги, уклоны, вентиляционные и транспортные штреки, ходки и другие выработки.

Подготовка горизонта при делении его на этажи начинается обычно с проведения от стволов и капитального квершлага откаточного штрека, от которого по восстанию проходят капитальный бремсберг с двумя параллельными ходками (рис. 7.74). Ходки заканчиваются камерами для лебедки вспомогательного транспорта. От капитального бремсберга в обе стороны проводят этажные транспортные и вентиляционные штреки. При прямом порядке отработки этажа разрезные печи проходят на расстоянии 40—50 м от ходков, при обратном порядке отработки этажа разрезные печи проходят у границ шахтного поля.

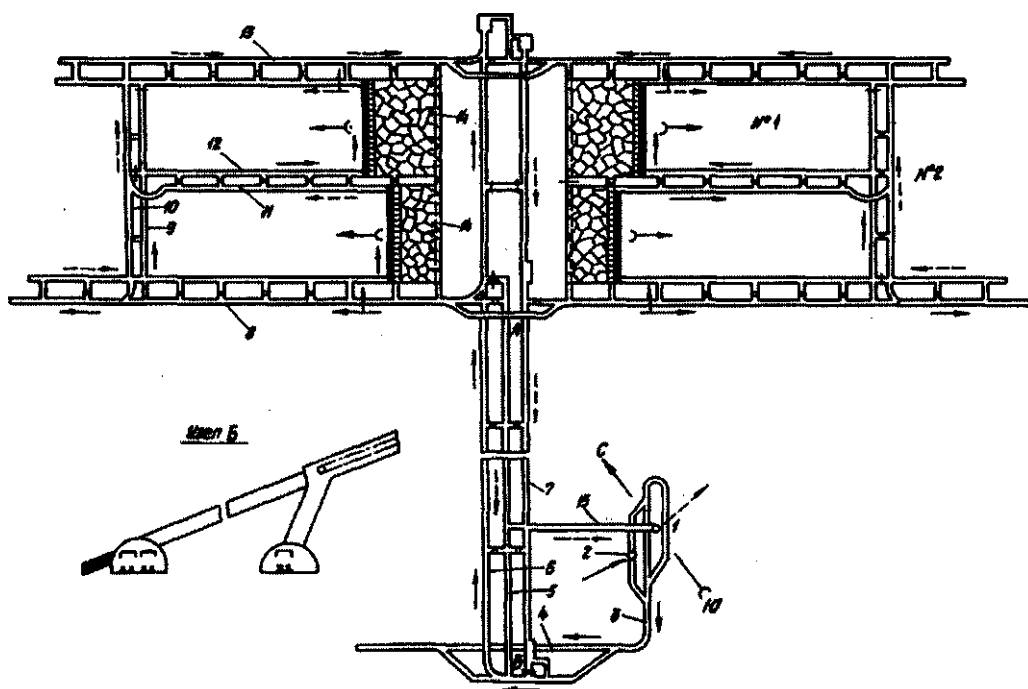


Рис. 7.74. Схема этажной подготовки тормозного горизонта шахтного поля:
 1,2 — главные стволы; 3 — квершлаг; 4 — откаточный штрек; 5 — тормозберг; 6,7 — ходки; 8 —
 этажный откаточный штрек; 9 — промежуточный передний тормозберг; 10 — ходок; 11 — венти-
 ляционный штрек; 12 — транспортный штрек; 13 — этажный вентиляционный штрек; 14 — раз-
 резные печи; 15 — вентиляционная сбойка

Порядок отработки залежи в пределах этажа в направлении от границ шахтного поля к главной вскрывающей выработке называют *обратным*. Порядок отработки залежи в пределах этажа в направлении от главной вскрывающей выработки к границам шахтного поля называют *прямым*.

Этажный способ подготовки шахтного поля применяют, как правило, на наклонных, крутонаклонных и крутых пластах.

Панельный способ подготовки используют для деления пласта по простиранию в пределах шахтного поля или горизонта на панели, которые делят на ярусы. Каждая панель обслуживается самостоятельным комплексом транспортных и вентиляционных выработок.

Для подготовки панели от квершлага проводят главный откаточный и параллельный штреки, около которых в средней части панели сооружают приемно-отправительную площадку для приема и отправки грузов, поступающих от очистных забоев к стволам и обратно (рис. 7.75); далее вверх по восстанию пласта проходят тормозберг и два ходка. Один ходок используют для вспомогательного транспорта, другой — для спуска и подъема людей. В верхней части панели сооружают вентиляционный шурф.

по

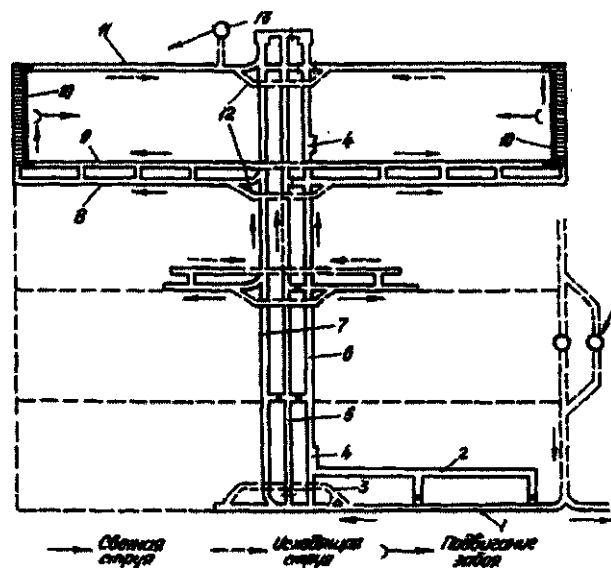


Рис. 7.75. Схема подготовки бремсберговой панели (проекция на плоскость пласта): 1, 2 к 11 — соответственно откаточный, параллельный и вентиляционный штреки; 3 — нижняя приемно-отправительная площадка; 4 — посадочные площадки; 5 — бремсберг; 6 — людской ходок; 7 — грузовой ходок; 8 и 9 — вспомогательный и конвейерный ярусные штреки; 10 — разрезные печи; 12 — промежуточная и верхняя приемно-отправительные площадки; 13 — шурф

Подготовку ярусов осуществляют посредством проведения в обе стороны от ходков ярусных конвейерного, вспомогательного и вентиляционного штреков. У границ панели штреки соединяют разрезными печами, в которых производят сборку механизированных комплексов. Отработку ярусов выполняют обратным ходом от границ панели в сторону наклонных выработок.

Панельный способ подготовки шахтного поля используют, как правило, на горизонтальных пластах.

Погоризонтный способ подготовки применяют в тех случаях, когда горизонт рассматривается как один этаж, границами которого являются главный откаточный и главный вентиляционный штреки. Горизонт делят на выемочные столбы, вытянутые по восстанию или по падению пласта. Каждый столб отрабатывают одной или двумя лавами, которые располагаются по простиранию и перемещаются по падению или по восстанию пласта.

Подготовка горизонта состоит в проходке от пластового штрека, т.е. от штрека, проведенного по пласту, конвейерных бремсбергов и параллельных им вентиляционных ходков с двух сторон выемочного столба (рис. 7.76). Расстояние между выработками определяется длиной лавы, которая может быть около 180—200 м. Наклонные выработки проводят до верхней границы шахтного поля, где их соединяют с главным вентиляционным штреком короткими квершлагами, а между собой — разрезными печами.

Рис. 7.76. Схема погоризонтной подготовки шахтного поля с выемочными столбами по восстанию пласта:

1, 2 — стволы; 3 — квершлаг; 4 — полевой штрек; 5 — пластовый штрек; 6 — конвейерный бремсберг; 7 — вентиляционные ходки; 8 — разрезная печь; 9 — квершлаг; 10 — полевой вентиляционный штрек; 11 — вентиляционный ствол; 12 — вентиляционный квершлаг

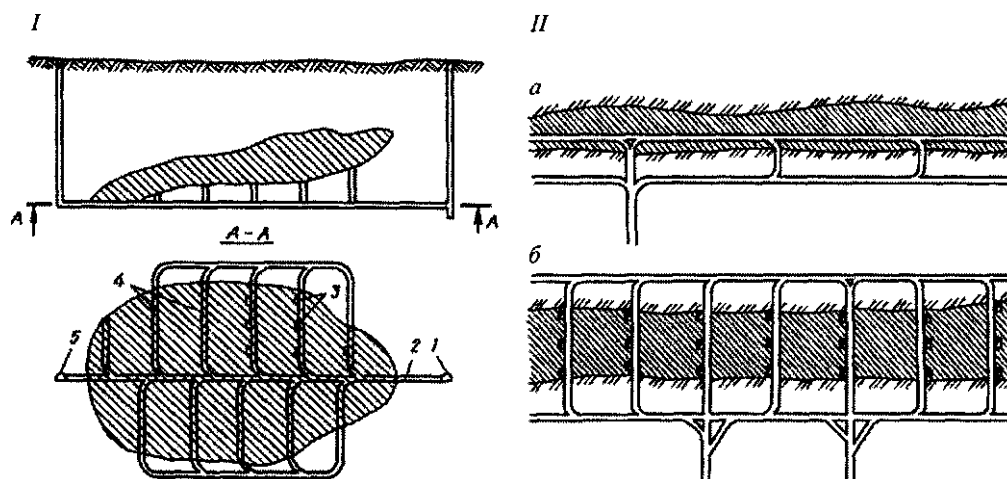


Рис. 7.77. Схемы подготовки пологой (I) и крутопадающей (II) рудных залежей:
а — рудным и полевым штреками; б — штреками и ортами; 1 — главный ствол; 2 — главный откаточный штрек; 3 — рудоспуски; 4 — орты; 5 — вспомогательный ствол

Погоризонтный способ подготовки шахтного поля применяют на пластах, залегающих под углом до $12\text{--}15^\circ$, в случае, если отработку выемочного столба производят по падению, и на пластах, залегающих под углом до $6\text{--}8^\circ$, при отработке их по восстанию.

При подготовке шахтных полей с существенно изменяющимися условиями залегания пластов используют различные сочетания рассмотренных способов подготовки.

При *разработке рудных месторождений* шахтные поля делят на этажи и панели.

Панельную подготовку применяют при разработке горизонтальных и пологих залежей, **этажную подготовку** — при разработке наклонных и крутых залежей. Этажи и панели дополнительно делят на **блоки**, представляющие собой самостоятельные объекты производства добычных работ.

В пределах блока проводят весь комплекс подготовительно-нарезных выработок, включающий в себя штреки, орты, восстающие, сбойки и другие выработки. Размеры блоков по простиранию обычно составляет $40\text{--}60$ м, высота блока соответствует высоте этажа или мощности рудной залежи.

При разработке пологих рудных залежей применяют **орттовую подготовку** (рис. 7.77), при которой орты делят панели на выемочные блоки.

Для подготовки этажных горизонтов крутых рудных залежей средней мощности и мощных используют штрековую или комбинированную подготовку.

Штрековая подготовка заключается в проведении рудного и полевого штреков (см. рис. 7.77, а), которые соединяют между собой квершлагами.

Комбинированная подготовка (см. рис. 7.77, б) заключается в проведении двух полевых штреков: одного в лежащем боку, другого — в висячем, соединенных между собой ортами.

В пределах блока выработки откаточного и вентиляционного горизонтов соединяют между собой **блоковыми восстающими**. В зависимости от принятой схемы подготовки восстающие проходят по полезному ископаемому или по пустым породам (рис. 7.78).

В блоке проводят **нарезные выработки**, к которым относят подэтажные штреки, орты, подсечные выработки для отделения разрабатываемого массива от основания (днища) блока, приемные воронки, рудоспуски и другие выработки (рис. 7.79, 7.80). Выпуск отбитой горной массы из блока можно осуществлять по рудоспускам на почву основного горизонта (рис. 7.81) или через выработки промежуточного горизонта, расположенного в днище блока выше уровня откаточных выработок (рис. 7.82). В выработках промежуточного горизонта обычно выполняют дробление негабаритных кусков породы. Эту операцию называют вторичным дроблением, а сам горизонт — горизонтом вторичного дробления.

Отработка блоков в этаже возможна как прямым, так и обратным ходом. Применяют также выборочный порядок отработки блоков с учетом изменения качества полезного ископаемого и необходимости усреднения содержания ценных компонентов в рудной массе.

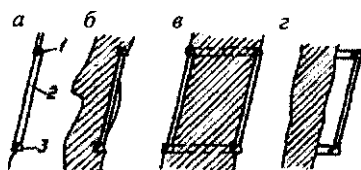


Рис. 7.78. Расположение восстающих в блоке при различных схемах подготовки рудных тел:

a, б — подготовка рудными штреками; *в* — подготовка штреками и ортами; *з* — подготовка полевыми штреками; 1 — штрек вентиляционного горизонта; 2 — восстающий; 3 — штрек откаточного горизонта

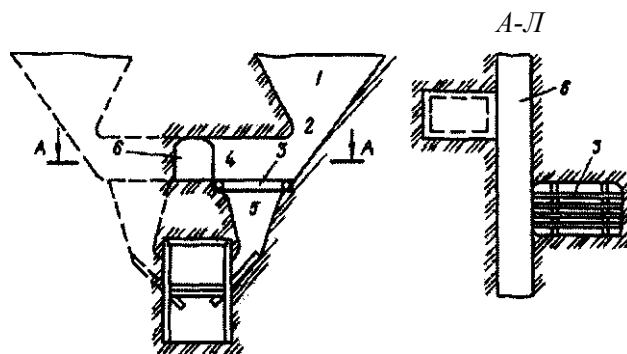


Рис. 7.79. Выработки горизонта вторичного дробления:

1 — воронка; 2 — горловина; 3 — грохот; 4 — камера дробления; 5 — рудоспуск; 6 — штрек горизонта дробления



Рис. 7.80. Схема выпуска руды и вторичного дробления некондиционных кусков на почве выработки основного горизонта:

1 — куски некондиционных размеров

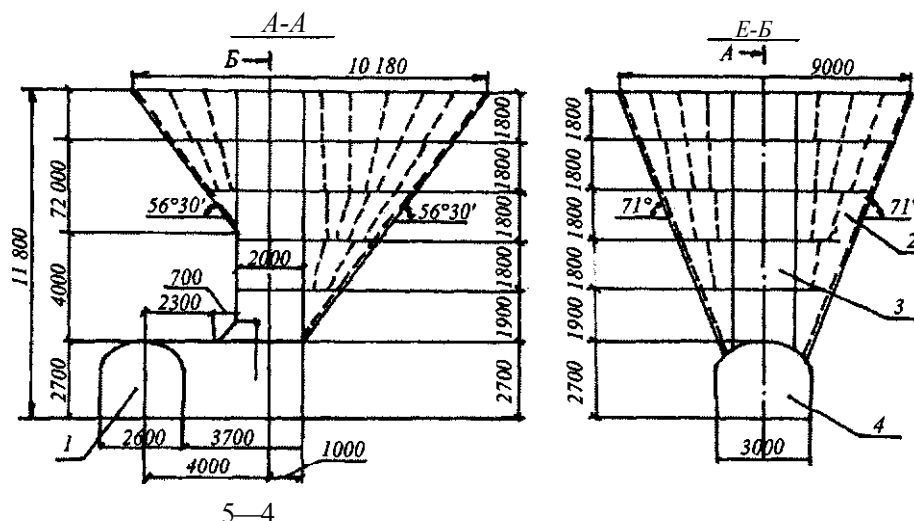


Рис. 7.81. Схема образования воронки выпуска буровзрывным способом при скреперной доставке руды:

1 — скреперный штрек; 2 — воронка выпуска; 3 — вертикальная часть дучки; 4 — горизонтальная часть дучки

т I

Рис. 7.82. Горизонт скреперования:

1 — орт; 2 — скреперный штрек; 3 — выпускная воронка; 4 — траншея; 5 — концевой шкив скреперной лебедки; 6 — вентиляционный орт; 7 — рудоспуск; 8 — люк для погрузки руды в вагонетки

7.5. Очистная выемка полезных ископаемых

Очистная выемка — комплекс работ по извлечению полезного ископаемого в очистном забое; она включает в себя отделение полезного ископаемого от массива, доставку его к местам погрузки в транспортные средства и поддержание выработанного пространства. При негоризонтальном залегании месторождений выемку полезных ископаемых можно осуществлять этапами последовательно сверху вниз или снизу вверх, т.е. в нисходящем или восходящем порядке. Наиболее широкое распространение получил нисходящий порядок отработки месторождений.

7.5.1. Системы разработки месторождений полезных ископаемых

Порядок проведения взаимосвязанных во времени и пространстве подготовительных и очистных работ в совокупности со способом выемки полезного ископаемого называется **системой разработки месторождения**. Любая система разработки должна обеспечивать безопасность и экономическую эффективность при ведении работ, охрану недр и окружающей человека среды.

Выбор системы разработки осуществляют на основании технико-экономических расчетов, в результате которых определяют основные параметры: производительность труда забойного рабочего, производительность выемочной единицы (блока, столба, яруса и т.д.), коэффициент подготовки, потери полезного ископаемого, разубоживание, расход материалов и др.

В себестоимости добычи полезных ископаемых до половины и более затрат приходится на подготовительные и очистные работы.

Возможные варианты систем разработки зависят от геологических факторов, к которым относят свойства полезных ископаемых и вмещающих пород, параметры залегания месторождения, его газоносность и обводненность.

Из общего числа свойств полезных ископаемых и вмещающих горных пород прежде всего необходимо учитывать крепость, устойчивость, водопроницаемость и газопроницаемость, слеживаемость, склонность к самовозгоранию, радиоактивность.

Важным фактором является ценность полезного ископаемого, а также сопутствующих газов и воды.

Крепость, устойчивость и ценность полезных ископаемых определяют способы их отбойки и поддержания выработанного пространства; слеживаемость и налипаемость — порядок, способы доставки и транспортирования горной массы; водопроницаемость и газопроницаемость влияют на выбор схем проветривания выработанного пространства и водоотлива; склонность к самовозгоранию и радиоактивность ограничивают возможности применения некоторых систем разработки.

Крепость и устойчивость вмещающих пород являются определяющими факторами при выборе способов управления горным давлением и проведения подготовительных выработок. Важным условием может оказаться также требование сохранности земной поверхности на участке возможного проявления мульды сдвижения горных пород.

На выбор систем разработки существенно влияют такие параметры залегания месторождения, как его форма, мощность, угол падения и наличие геологических нарушений. При пластовых формах залежей полезных ископаемых и незначительной изменчивости их мощности и углов падения упрощаются конструкции систем разработки, появляются условия для применения высокопроизводительных механизированных и автоматизированных технических средств ведения горных работ: комбайнов, комплексов и агрегатов.

Мощность и угол падения залежи существенно влияют на выбор схемы подготовки и порядка ее отработки, способов доставки горной массы и поддержания выработанного пространства.

С увеличением глубины залегания полезных ископаемых возрастают горное давление и как правило, температура массива пород, что оказывает влияние на выбор способов поддержания выработанного пространства и кондиционирования рудничного воздуха.

Особые требования к конструкции систем разработки и надежности сети вентиляционных выработок предъявляют при отработке газоносных месторождений.

Согласно правилам безопасности, каждая система разработки должна предусматривать не менее двух свободных выходов из очистного забоя, над-

лежащее и непрерывное проветривание горных выработок, предотвращение самопроизвольного обрушения пород, проведение профилактических мероприятий по подавлению пыли, предотвращению внезапных выбросов угля и газа, горных ударов, самовозгорания полезных ископаемых и т. п.

Системы разработки пластовых (угольных) и рудных месторождений отличаются друг от друга. Эти отличия определяются прежде всего горно-геологическими факторами.

Системы разработки пластовых (угольных) месторождений

В зависимости от мощности пласта можно отрабатывать двумя способами: ***без разделения его на слои и с разделением на слои***. При отработке без разделения пласта на слои его выемку ведут сразу на всю мощность, при разделении на слои выемку пласта осуществляют послойно горизонтальными, наклонными, поперечно-наклонными и диагональными слоями.

По технологическому признаку системы разработки делят на группы:

I— системы разработки с длинными очистными забоями;

II— системы разработки с короткими очистными забоями.

Из систем **I** группы выделяют **сплошные и столбовые системы разработки**, очистные забои в этих системах называют лавами, выемку пластов можно осуществлять сразу на всю мощность пласта или с разделением его на слои.

В системах **II** группы очистными забоями являются камеры, к системам разработки этой группы относят **камерные и камерно-столбовые**.

При выемке угля *в длинных очистных забоях* породы кровли постоянно опираются с одной стороны на непрерывно перемещающуюся призабойную часть пласта, а с другой — на крепь очистного забоя. Поэтому для снижения горного давления на угольный пласт и крепь осуществляют управление горным давлением, например, путем периодического обрушения пород кровли в выработанное пространство за пределами крепи.

При выемке угля *в камерах* системами разработки **II** группы между ними оставляют целики полезного ископаемого, которые поддерживают породы кровли и предотвращают их обрушение в выработанное пространство. Благодаря этому отсутствует необходимость дополнительных мероприятий по управлению горным давлением на период выемки полезного ископаемого.

Сплошная система разработки угольных месторождений

При **сплошной системе разработки** проведение подготовительных выработок и очистную выемку полезного ископаемого в пределах выемочного столба, яруса, слоя производят одновременно (рис. 7.83, *a*), предварительное оконтуривание запасов полезного ископаемого выработками не осуществляют.

Сплошные системы разработки наиболее эффективны при отработке пологих, наклонных и крутых тонких пластов, применяют их также, но реже на пластах средней мощности, характеризующихся относительно выдержанными элементами залегания.

Сплошная система разработки, являющаяся одной из основных при отработке весьма тонких и тонких угольных пластов, вытесняется более прогрессивной — **столбовой системой разработки** (рис. 7.83, б).

В будущем сплошная система разработки, по-видимому, будет находить применение на пластах, склонных к динамическим проявлениям горного давления, при отработке весьма тонких пластов, залегающих среди устойчивых вмещающих пород на больших глубинах, где высокое горное давление и высокая температура затрудняют предварительное оконтуривание запасов подготовительными выработками и поддержание этих выработок.

При сплошной системе разработки выполняют **панельную** или **этажную подготовку** выемочных участков в зависимости от угла падения пластов.

В зависимости от размеров выемочного поля по падению пласта может располагаться одна, две или три лавы, в связи с чем выделяют сплошные системы разработки лава-этаж или системы с разделением этажа на подэтажи.

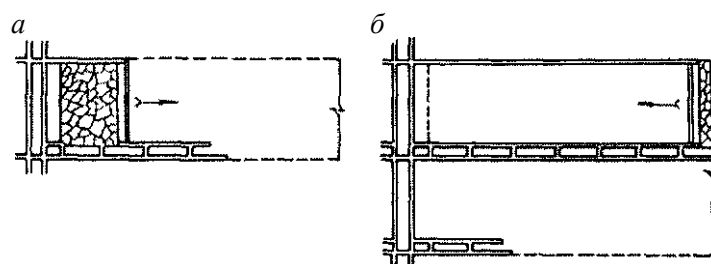


Рис. 7.83. Системы разработки с длинными очистными забоями:

а — сплошная; б — столбовая

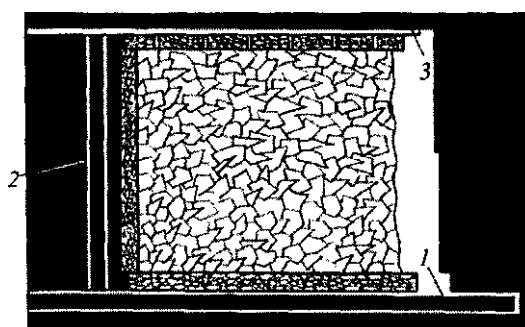


Рис. 7.84. Сплошная система разработки лава-этаж:

1 и 3 — откаточный и вентиляционный штреки; 2 — бремсберг

Принципиальная схема сплошной системы разработки лава-этаж, очистной забой (лава) которой расположен по линии падения пологого или наклонного пласта, показана на рис. 7.84. На представленной схеме подготовительные выработки — откаточный и вентиляционный штреки — проводят от капитального бремсберга.

К нарезным выработкам относится разрезная печь, которая соединяет откаточный и вентиляционный штреки. При расширении разрезной печи образуется очистной забой — лава.

Выемку угля в лаве можно производить комбайнами, стругами или с применением взрывных работ; доставку угля по лаве осуществляют конвейерами.

Поддержание выработанного пространства в лаве выполняют посредством крепления, управление горным давлением осуществляют полным или частичным обрушением кровли или закладкой выработанного пространства.

Для предотвращения чрезмерного горного давления на крепь штреков, а также для снижения потерь воздуха вдоль штреков оставляют целики угля или выкладывают бутовую полосу шириной не менее 6 м и стенку из старых стоек с глиняным раствором. Оставляемые целики угля впоследствии частично извлекают.

В варианте сплошной системы разработки с ограждением откаточного штрека целиками (рис. 7.85) параллельно штреку проводят выработку, которая называется *просеком*. Штрек с просеком соединяют печами. Просек и печи являются выходами из лавы, они служат для проветривания забоя штрека в период его проведения; в просеке и печах устанавливают скребковые конвейеры для выдачи

угля из лавы на откаточный штрек.

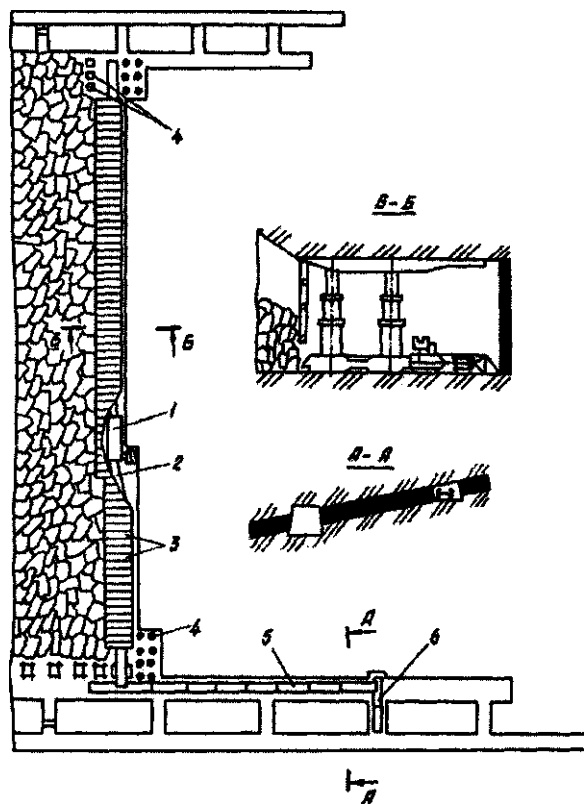


Рис. 7.85. Сплошная система разработки с ограждением «целиками» для штреков:

1 — комбайн; 2 — конвейер; 3 — механизированная крепь. ^ — призабойные и посадочные стойки; 5 и 6 — конвейеры в просеке и печи

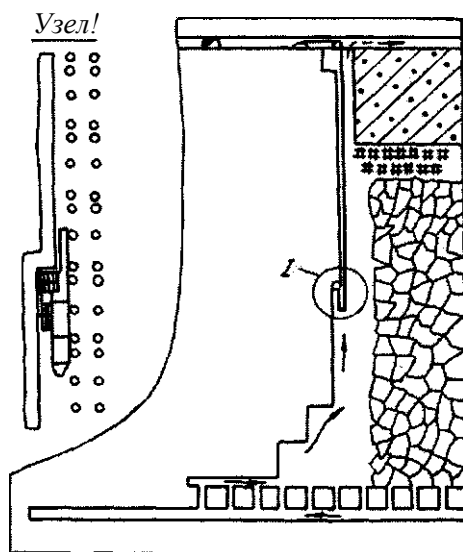


Рис. 7.86. Сплошная система разработки на крутом пласте с комбайновой выемкой угля

Оставление целиков для ограждения штреков, несмотря на их частичное извлечение впоследствии, создает дополнительные потери полезного ископаемого, а проведение просеков и печей приводит к увеличению объема проходческих работ.

Откаточный штрек опережает лаву обычно на 150—200 м. При отработке пластов на больших глубинах, а также при опасности значительных выделений метана или внезапных выбросов угля и газа проходческий забой штрека является общим с лавой. Длина очистного забоя — лавы может быть до 200—250 м.

При отработке тонких крутых пластов сплошной системой разработки (рис. 7.86) вскрытие пласта осуществляют этажными квершлагами, от которых в обе стороны проводят этажные откаточный и вентиляционный штреки. Параллельно откаточным штрекам проводят просеки. Просеки и штреки соединяют печами. Для охраны откаточных штреков оставляют целики угля; на пластах, склонных к самовозгоранию угля или к внезапным выбросам угля и газа, штреки поддерживают кострами или породными полосами. Для поддержания вентиляционных штреков под ними выкладывают породные полосы шириной 4—5 м.

Для выемки угля на тонких крутых пластах применяют комбайны или отбойные молотки.

Сплошная система разработки отличается сравнительной простотой: на всю наклонную высоту этажа или яруса имеется один прямолинейный забой, впереди которого нет никаких подготовительных выработок, кроме этажного откаточного штрека, иногда просека. Однако при этой системе отработки пластов очистные работы нельзя отделить в пространстве и времени от подготовительных работ, что сдерживает темпы продвижения забоев; подготовительные выработки находятся по существу в выработанном пространстве и испытывают влияние значительного горного давления, велики утечки воздуха через выработанное пространство, отсутствует предварительная разведка условий залегания пласта.

Столбовая система разработки угольных месторождений

При **столбовой системе разработки** подготовительные и нарезные выработки, оконтуривающие запасы выемочного столба, яруса, слоя, проводят до начала очистных работ (см. рис. 7.83, б). При столбовой системе разработки создаются более благоприятные условия для поддержания штреков, поскольку они находятся в массиве угля, но в связи с удлинением срока ввода в эксплуатацию выемочного столба несколько увеличиваются первоначальные затраты до начала очистных работ.

На рис. 7.87 представлен вариант системы разработки длинными столбами по простиранию пласта.

В этом варианте в панели одновременно отрабатываются два яруса четырьмя лавами, по две лавы на крыло. Ярусы отрабатываются независимо, каждая из лав обслуживается двумя штреками и имеет обособленное проветривание.

Для подготовки яруса проводят откаточный штрек с просеком и вентиляционный штрек. Затем проводят разрезные печи, которые расширяют и таким образом создают очистные забои — лавы. Добываемый в лавах уголь доставляют по откаточному штреку к капитальному бремсбергу.

Для отработки мощных (< 10 м) крутых пластов применяют вариант **столбовой системы с выемкой угля под щитовым перекрытием** (рис. 7.88).

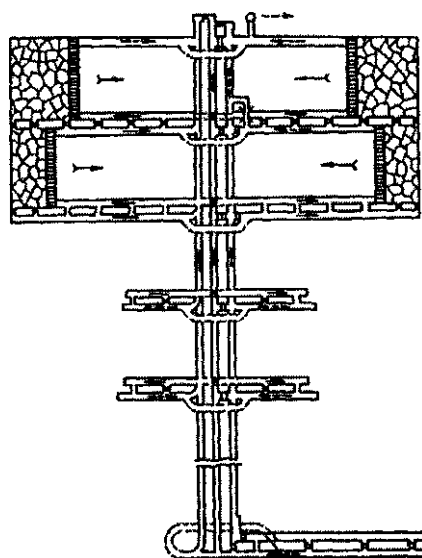
Сущность щитовой разработки заключается в том, что выемку угля производят сверху вниз под щитом, который собирают в вентиляционном штреке.

Щит представляет перекрытие из скрепленных между собой металлических рам с уложенным на них в несколько рядов бревенчатым накатником. В исходном положении щит удерживается на целиках угля у почвы и кровли пласта, между которыми подготавливается канава-забой.

Отбойку угля под щитом производят путем последовательного взрывания зарядов ВВ в шпурах, пробуренных в канаве и целиках. От откаточного штрека под щит проводят ряд печей, по которым отбитый уголь самотеком поступает на откаточный штрек. Щит опускается вниз под действием собственного веса и веса обрушающихся на него пород.

Секционный щит состоит из 4—5 секций; размер секции по простиранию — 6 м, вкрест простирания несколько меньше мощности пласта — 4,5—8 м, длина щита — 24—30 м.

Рис. 7.87. Система разработки длинными столбами по простиранию



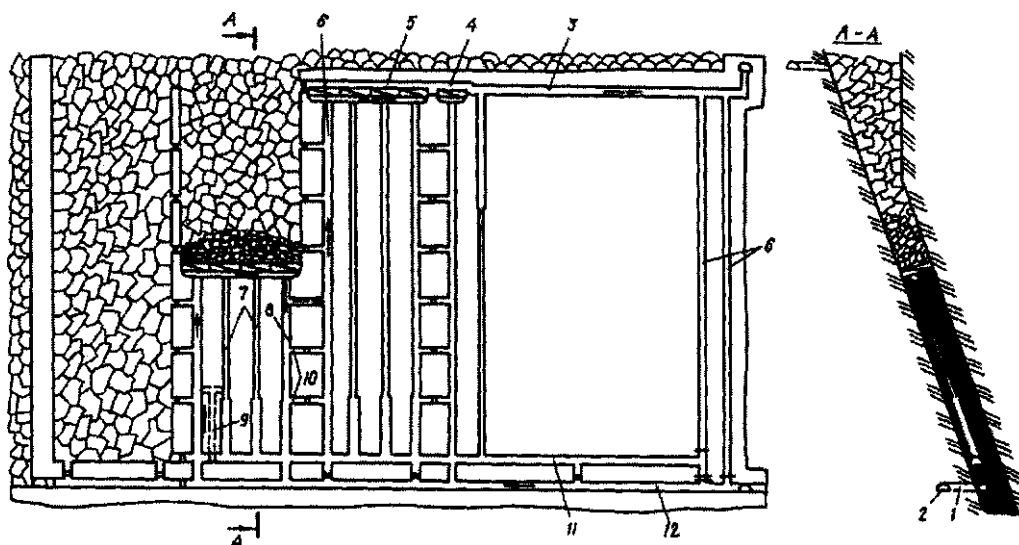


Рис. 7.88. Система разработки длинными столбами по простиранию с выемкой угля полосами по падению под щитовым перекрытием:

1 — промежуточный квершлаг; 2 и 3 — полевой и этажный вентиляционный штреки; 4 — контрольная секция щита; 5 — рассечка; 6, 7, 8 и 9 — ходовая, углеспускная, входная и вентиляционная печи; 10 — сбойки; 11 и 12 — параллельный и откаточный штреки

При щитовой системе разработки этаж обычно разделяют на выемочные поля размером по простиранию 250—300 м, которые в свою очередь делят на полосы — щитовые столбы.

Каждое выемочное поле вскрывают промежуточным квершлагом от полевого штрека; от квершлага проводят основной откаточный штрек. Из штрека на границе выемочного поля пробуривают две скважины, одну из которых путем расширения превращают в ходовую печь, другую — в углеспускную печь. Углеспускную печь при отработке последнего щитового столба используют в качестве входной под щит. После проведения печей и обеспечения условий для хорошего проветривания забоев подготовительных выработок проводят откаточный, параллельный и вентиляционный штреки до границ панели. В каждом щитовом столбе проводят углеспускные и ходовые печи.

Отработку щитовых столбов осуществляют последовательно в пределах одностороннего выемочного поля. В случае увеличения горного давления вследствие перехода на более глубокие горизонты длина щитовой полосы может быть уменьшена путем деления этажа на два подэтажа. При этом в каждом подэтаже щитовые столбы отрабатывают самостоятельными щитами; выемка угля в верхнем подэтаже опережает работы в нижнем.

Уменьшение длины щитовой полосы повышает надежность углеспускных печей, снижает аварийность работ, возможную вследствие высокого горного давления.

Камерная система разработки пластовых месторождений

Выемку полезного ископаемого ведут короткими забоями **в камерах** с оставлением между камерами непогашиваемых целиков (рис. 7.89). При увеличении глубины разработки, кроме **междукамерных целиков**, периодически оставляют более широкие **ленточные целики**, которые разделяют выемочные участки между этажами или ярусами.

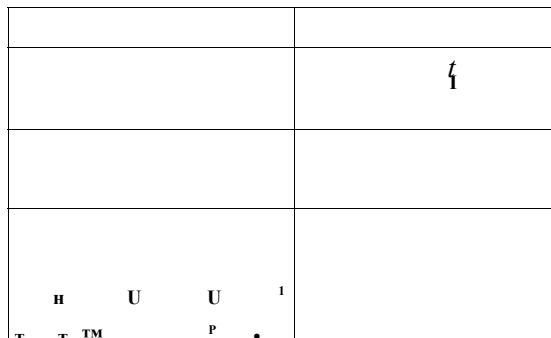


Рис. 7.89. Камерная система разработки с комбайновой выемкой полезного ископаемого

Ширина камер в зависимости от устойчивости вмещающих пород изменяется в пределах 4—12 м, длина — до 200—300 м; ширина междукамерных целиков — 2—6 м, участковых — 5—10 м.

Выемку полезного ископаемого в камерах осуществляют буровзрывным способом или горно-добывающими машинами и комбайнами.

Камерная система разработки характеризуется высокими потерями полезного ископаемого, которые достигают 40% и более. Камерную систему разработки применяют при добыче каменной соли, горючих сланцев и гипса.

Слоевая отработка мощных пластов полезных ископаемых

Мощные пласты полезных ископаемых могут быть отработаны с полным обрушением пород кровли или с полной закладкой выработанного пространства.

Отработка мощных пластов **с полным обрушением пород кровли** характеризуется значительными потерями полезного ископаемого в связи с оставлением охранных целиков.

При отработке мощных пластов **с закладкой выработанного пространства** существенно увеличивается стоимость ведения горных работ в связи с затратами на производство, доставку и укладку закладочного материала в выработанное пространство.

Таким образом, для отработки мощных пластов, выемка которых щитовыми системами затруднена, применяют систему разработки с **разделением пласта на слои**.

Слой представляет собой часть пласта полезного ископаемого, отделяемую условно параллельной почве и кровле плоскостью для ее выемки. Мощный пласт можно делить на наклонные, горизонтальные и поперечно-наклонные слои (рис. 7.90).



Рис. 7.90. Деление мощного пласта на выемочные слои:

а — наклонные; *б* — горизонтальные; *в* — поперечно-наклонные

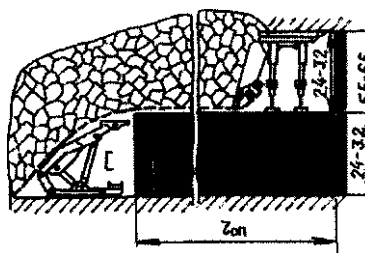


Рис. 7.91. Схема выемки мощного угольного пласта с разделением на слои; Γ_0 опережение выемки верхнего слоя

При использовании индивидуальной крепи мощность слоя может составлять до 3,5 м, при выемке слоя с применением механизированных крепей и комплексов его мощность может быть более 3,5 м (рис. 7.91).

Порядок отработки слоев может быть нисходящим, восходящим или смешанным. Слои отрабатывают поочередно или одновременно при определенном опережении очистных забоев смежных слоев. Каждый слой отрабатывают отдельно, как пласт средней мощности.

Очистные работы в слое выполняют так же, как на пластах средней мощности, отрабатываемых без разделения на слои, по схемам, аналогичным столбовым системам разработки.

Отработка пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа и горным ударам

Внезапный выброс угля и газа — это быстро развивающееся под действием горного давления разрушение призабойной части угольного массива, сопровождающееся отбросом угля в выработку и интенсивным выделением газа.

Обычно внезапные выбросы угля и газа происходят при ведении горных работ на глубине от 200—300 м.

К главным признакам, при появлении которых выброс становится весьма вероятным, относят следующие: уменьшение прочности угля; выдавливание угля от забоя в выработку; усиленное давление на крепь; глухие удары и треск в массиве; отскакивание кусочков угля от забоя; появление пылевого облака; резкое увеличение выделения газа в выработку; зажим буровых штанг и выброс мелкого угля (штыба) и газа при бурении скважин.

К мероприятиям, способствующим *предотвращению внезапных выбросов угля и газа*, относят: заблаговременную дегазацию пластов или увлажнение угля через скважины, пробуренные из выработки; гидрорасчленение пластов с последующей их дегазацией через скважины, пробуренные с земной поверхности.

Надежным способом предотвращения внезапных выбросов угля и газа является опережающая отработка *защитных пластов*. Сущность его состоит в том, что в свите пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, сначала отрабатывают пласты, менее склонные к выбросам. В результате опасные пласты, будучи подработанными или надработанными, окажутся в отно-

сительно разгруженном от горного давления состоянии; в них произойдет развитие трещин, повысится газопроницаемость и снизится газовое давление. Вследствие этого опасные пласты полностью или частично потеряют свою склонность к внезапным выбросам угля и газа.

Опасные по выбросам пласты отрабатывают преимущественно сплошной системой, но в некоторых случаях применяют столбовую систему, которая позволяет заблаговременно обнаружить выбросоопасные участки и провести дегазацию краевой части пласта.

Горный удар представляет собой быстропротекающее самопроизвольное хрупкое разрушение предельно напряженной части пласта или породы, прилегающей к горной выработке. Горный удар происходит за счет освобождения энергии упруго сжатого пласта породы, он сопровождается выбросом в горную выработку более или менее значительного количества породы.

Основной причиной горного удара является повышение опорного давления в массиве, прилегающем к горной выработке.

Наиболее эффективным средством, которое обеспечивает безопасную отработку пластов, склонных к горным ударам, является опережающая отработка защитных пластов, залегающих выше или ниже опасного пласта.

Защитным считают пласт, залегающий на расстоянии по нормали не более 100 м при подработке и не более 60 м — при надработке подзащитного пласта.

Для *снижения опорного давления* на пласт полезного ископаемого применяют полевую подготовку пластов, выемку пластов ведут без оставления целиков, уменьшают протяженность выработок, опережающих очистные забои, в краевой части пласта бурят разгрузочные скважины, производят камуфлетные взрывы, нагнетают воду, применяют податливую крепь.

Для отработки пологих и наклонных пластов, склонных к горным ударам, наиболее эффективной является сплошная система разработки лава-этаж.

Контроль появления и развития удароопасных ситуаций в горных выработках, планирование и реализацию противоударных мероприятий на шахтах осуществляют службы прогноза и предотвращения горных ударов.

Очистная выемка угля в шахтах

Очистную выемку угля в шахтах осуществляют в очистных забоях — лавах или камерах.

К процессам очистной выемки угля относят отбойку угля, погрузку его на забойный конвейер, доставку до пункта погрузки в транспортные средства, крепление очистного забоя, а также управление кровлей. В зависимости от угла залегания, мощности пласта и устойчивости боковых пород некоторые из этих процессов при выемке угля могут отсутствовать.

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов обуславливает применение различных систем разработки и очистного оборудования отечественного и импортного производства.

В 2002 г. в шахтах России объем добычи угля с применением столбовой системы разработки составил 88,1 %, с применением сплошной системы — 0,6 %, щитовой — 0,6 %, комбинированной — 0,5 % и наклонными слоями — 6,5 %.

Около 94,3 % угля добыто в комплексно-механизированных очистных забоях. Из 75 % комплексно-механизированных очистных забоев около 90 % оборудованы отечественными механизированными комплексами и 10 % — импортными, четыре очистных забоя — гидромониторами.

В состав **очистного механизированного комплекса** входят очистной комбайн, механизированная крепь и забойный конвейер (рис. 7.92).

Очистной комбайн имеет следующие основные части: исполнительный орган, электропривод, механизм подачи, погрузочное устройство, системы управления и пылеподавления.

Очистные комбайны различают *широкозахватные* с шириной захвата более 1 м и *узкозахватные* с шириной захвата менее 1 м.

В шахтах в настоящее время находятся в эксплуатации только узкозахватные комбайны, которые по прогнозным оценкам относятся к перспективной технике.

Узкозахватные комбайны оснащают либо барабанными исполнительными органами с вертикальной или горизонтальной осью вращения, либо шнековыми исполнительными органами.

Основные существенные недостатки барабанных исполнительных органов — большой выход мелких фракций угля, значительное пылеобразование, трудность погрузки угля на забойный конвейер, поэтому барабанные исполнительные органы с горизонтальными осями вращения используют для выемки только наклонных и крутых пластов.

Современные узкозахватные комбайны оснащены в большинстве своем шнековыми исполнительными органами.

Разрушение угля и барабанными, и шнековыми исполнительными органами осуществляют путем снятия (скола, резания) с поверхности забоя стружки толщиной 20—30 мм резцами, закрепляемыми в кулаках, которые приварены к барабану и лопастям шнеков.



Рис. 7.92. Очистные забои с механизированными комплексами:
а — одностоечные секции механизированной крепи; б — двухстоечные секции механизированной крепи типа МК85

Узкозахватные комбайны оснащены обычно двумя шнеками. Один шнек располагают в начале корпуса комбайна, второй — в конце, или оба шнека находятся в одном месте (рис. 7.93, 7.94). Для выемки угля из пластов различной мощности положение шнеков по высоте изменяют с помощью рукоятей и гидродомкратов.

Узкозахватные комбайны перемещаются вдоль забоя по раме забойного конвейера с помощью приводной звездочки и калиброванной цепи, растянутой вдоль забоя и закрепленной на головках забойного конвейера. Расширяется применение комбайнов с бесцепным приводом перемещения с помощью зубчатого колеса и рейки, закрепленной на раме конвейера.

Краткая техническая характеристика некоторых узкозахватных комбайнов, находящихся в эксплуатации в шахтах России, приведена в табл. 7.15, основные технические параметры комбайнов «Кузбасс» — в табл. 7.16.

К перспективным относят комбайны К-85 для разработки тонких пластов, К-500 — для отработки пластов средней мощности и новые комбайны К300, К800П.

Прогнозируемыми техническими ориентирами очистных комбайнов для горно-геологических условий шахт России являются мощность привода до 1000 кВт и более, скорость подачи до 15 м/мин, ширина захвата 0,8 м, выемка пластов мощностью до 6 м без разделения на слои.

Таблица 7.15

Техническая характеристика некоторых узкозахватных комбайнов

Комбайн	Область применения		Ширина захвата, м	Максимальная скорость подачи, м/мин	Мощность электропривода, кВт
	Мощность пласта, м	Угол падения, градус			
2ГШ-68	1,4—2,5	0—35	0,63; 0,8	6,0	320
1К-103	0,7—0,9	0—35	0,8	6,0	150
КШ-3М	1,6—3,6	0—35	0,63; 0,8	4,4	290
2К52МУ	1,1—1,9	0—35	0,63; 0,8	4,4	100
К500	1,5—3,5	0—35	0,63; 0,8	5,0	635
К700	3,0—5,0	0—35	0,63; 0,8	10,0	635

Таблица 7.16

Основные технические данные комбайнов «Кузбасс»

Показатели	К300	К500	К800
Вынимаемая мощность пласта, м	1,35—	1,6—3,5	2,8—5,0
Производительность, т/мин	2,6	До 24	16—30
Суммарная мощность привода комбайна, кВт	6—12	635	765
В том числе электродвигателей:	385		
резания		2x250	2x315
подачи	2x105	2x45	2x45
гидросистемы	2x37	45	45
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	11	5,0	8,0
Тяговое усилие при максимальной рабочей скорости подачи, кН	8,0	450	550
	360		

Показатели	К300	К500	К800
Угол падения пласта, градус, при направлении выемки: по простиранию		35	
по падению		10	
Номинальное напряжение, В		1140	
Исполнительный орган		Шнековый	
Ширина захвата, м		0,63; 0,8	
Механизм подачи		На базе электромагнитной муфты скольжения	

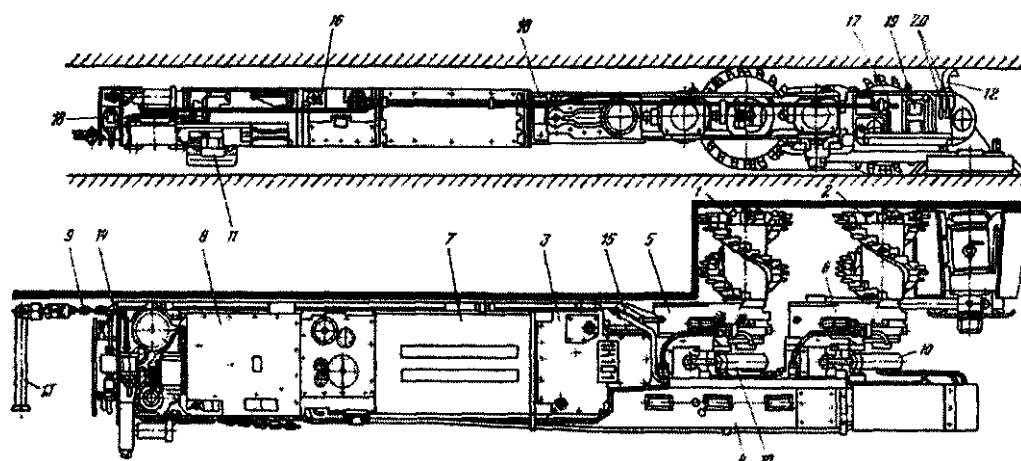


Рис. 7.93. Очистной узкозахватный комбайн с односторонним расположением шнеков:

1 и 2 — исполнительный орган; редукторы: 3 — основной, 4 — переходной, 5 — правый поворотный, 6 — левый поворотный; 7 — электродвигатель; 8 — механизм подачи; 9 — тяговая цепь; 10 — гидродомкраты; 11 — опора; 12 — погрузочный щиток; 13 — устройство закрепления цепи на конвейере; 14 — разводка гидросистемы; 15 — устройство орошения; 16 и 17 — шестерня и вал поворотного редуктора; 18 — зубчатое колесо основного редуктора; 19 и 20 — зубчатая пара механизма подачи

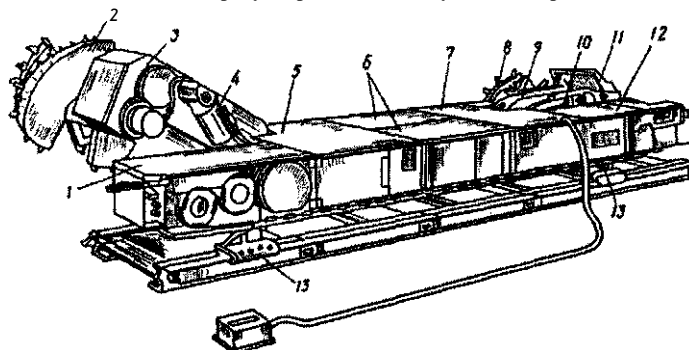


Рис. 7.94. Очистной узкозахватный комбайн с двусторонним расположением шнеков:

1 — механизм подачи; 2, 8 — шнеки; редукторы: 3 — левый поворотный, 5 — левый, 7 — правый, 9 — правый поворотный; 4, 10 — левый и правый домкраты; 6 — электродвигатель; 11 — погрузочный щиток; 12 — электроблок; 13 — опоры

Таблица 7.17

Параметры крепей механизированного комплекса КМ174

Показатели	1М174 1М174-01	2М174	3М174	4М174 4М174-01
Параметры секции:				
высота, м	1,3—2,8	1,8—3,8	2,5—5,3	3,0—6,0
шаг установки, м	1,75	1,75	1,75	1,75
шаг передвижки, м	0,8	0,8	0,8	0,8
сопротивление, кН	6720—8420	9330—10230	9550—10650	9800—10610
масса, т	14	18	21	25
Удельное сопротивление крепи, кН/м ²	875—1080	1220—1320	1240—1340	1270—1330
Сопротивление крепи на 1м длины лавы, кН/м	3380—4810	5330—5850	5450—6090	5600—6060
Давление крепи на почву, МПа	1,74—2,14	2,18—2,4	2,35—2,6	2,39—2,6
Усилие передвижки крепи, кН	640	640	640	640

Таблица 7.18

Параметры крепей механизированного комплекса КМ144Б

Показатели	1М144Б	2М144Б	3М144Б
Параметры секции:			
высота, м	1,65—3,0	2,3—4,3	2,7—5,2
шаг установки, м	1,5	1,5	1,5
шаг передвижки, м	0,8	0,8	0,8
сопротивление, кН	5000	5100	5200
масса, т	12,5	13,5—14,0	17,518,0
Удельное сопротивление крепи, кН/м ²	800—840	840—900	900—950
Сопротивление крепи на 1м длины лавы, кН/м	3330	3400	3470
Среднее давление крепи на почву, МПа	2,0	2,1	2,2
Усилие передвижки крепи, кН	640	640	640

Очистные узкозахватные комбайны эксплуатируют в комплексе с механизированными крепями поддерживающе-оградительного типа. Промышленностью выпускаются очистные механизированные комплексы отечественной разработки с базовыми типоразмерами для применения на пластах мощностью от 0,8 до 6,0 м при различных породах кровли и почвы: ОКП70Б, МК, КМ 144, КМК500, КМК700, КМК138К, КМ 174 и др. Параметры некоторых механизированных крепей приведены в табл. 7.17 и 7.18.

Важная роль в очистных механизированных комплексах принадлежит забойным конвейерам, которые в шахтах России в будущем должны обслуживать лавы длиной 250—300 м с производительностью до 1200, 1800, 2500 т/ч в зависимости от ширины става конвейера. К отечественным разработкам подобных конвейеров, имеющих привод мощностью от 160 до 500 кВт, относятся забойные конвейеры типа СПЦ271, СПЦ391, СПЦ3100 и СПЦ3125.

Для очистной выемки угля в шахтах предназначены также бурошнековые и струговые установки.

Бурошнековые установки предназначены для выемки угля из пластов мощностью 0,6—0,85 м, залегающих под углами до 15° в неустойчивых боковых породах.

Исполнительный орган бурошнековой установки (рис. 7.95) состоит из спаренного шнекового бура, имеющего буровые коронки для разрушения угля, и сдвоенного шнекового става, перемещающего уголь от забоя скважины к ее устью для погрузки на конвейер, который транспортирует уголь по штреку.

Установка разрушает уголь при сопротивлении резанию до 2,5 кН/см. Диаметр образующейся скважины соответствует мощности пласта, глубина скважины — до 35—50 м; между скважинами оставляют целики шириной 0,25—0,3 м, которые, постепенно разрушаясь, обеспечивают плавное опускание пород кровли. Производительность одной установки при глубине выбуривания 35 м составляет около 100 т в сутки.

Струговые установки предназначены для разрушения углей с сопротивлением резанию до 3,0 кН и выемки угольных пластов мощностью 0,55—2,0 м, залегающих под углами до 25°.

Струговая установка состоит из исполнительного органа, называемого стругом, тяговой цепи, скребкового конвейера, приводов струга и конвейера, гидравлической и электрической систем передвижения и прижатия конвейера и струга к забою, системы пылеподавления орошением, аппаратуры управления (рис. 7.96, 7.97).

Отбойку угля осуществляют резцами струга при перемещении его с помощью тяговой цепи вдоль забоя по направляющим на конвейере. Толщина снимаемой стружки, толщина слоя, составляет от 40 до 150 мм.

Погрузку угля на конвейер осуществляют корпусом движущегося струга одновременно с отбойкой угля.

Прижатие струга к забою и перемещение конвейера вслед за проходом

струга выполняют с помощью гидравлических домкратов, прикрепляемых шарнирно к конвейерному ставу со стороны выработанного пространства.

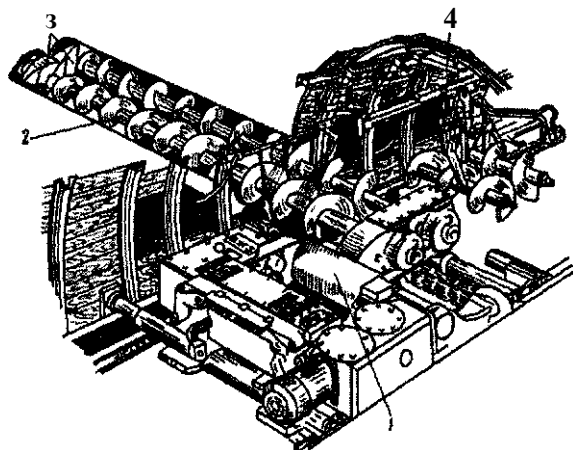


Рис. 7.95. Бурошнековая установка:

1 — привод вращения бура и подачи его на забой; 2 — шнековый секционный став; 3 — буровые коронки; 4 — монорельсовое устройство для наращивания и складирования секций шнекового става

Рис. 7.96. Схема струговой установки С075 в очистном забое:

1 — струг; 2 — конвейер; 3 — тяговая цепь; 4, 5 — приводы струга; 6 — гидродомкраты подачи установки на забой; 7,8 — столы; 9,10 — стойки; 11, 12 — приводы конвейера; 13, 14 — желоба для цепи и кабеля

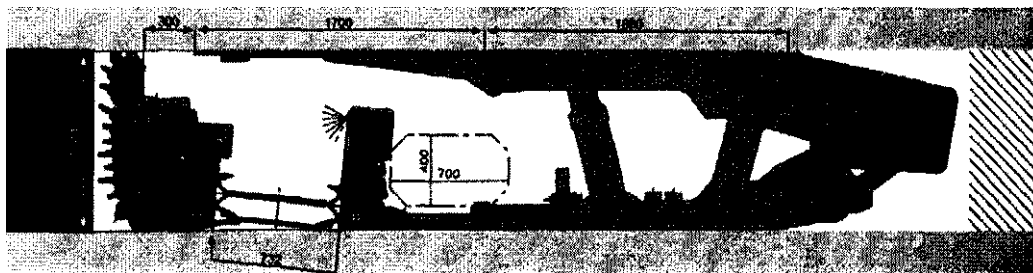


Рис. 7.97. Схема струговой установки GN 9.34.VE 4.7 (фирма DBT, Германия)

Комбайновая выемка каменной соли

Для очистной выемки каменной и калийной солей применяют комбайны ПК-8 (рис. 7.98), серию горно-добывающих машин «Аймко/Мариетта» (рис. 7.99, 7.100), другие механизированные комплексы зарубежных фирм (рис. 7.101).

Очистные комбайны имеют исполнительные органы роторного действия с лучами, оснащенными режуще-скалывающими резцами, или шнековые исполнительные органы.

Рис. 7.98. Комбайн ПК-8 в калийном руднике

Рис. 7.99. Горно-добывающая машина для выемки калийной соли

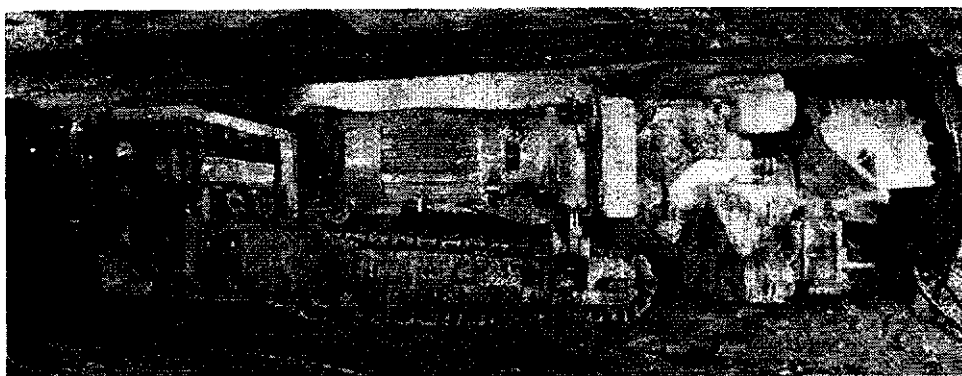


Рис. 7.100. Горно-добывающая машина для выемки калийной соли в очистном забое



Рис. 7.101. Механизированные комплексы в лавах по выемке солей:

а — с комбайном Electra 700 Sol; б — с комбайном KGS 570 S/2B Sol

Системы разработки рудных месторождений

Рудные месторождения обладают особенностями, которые существенно влияют на выбор способов их разработки:

- непостоянство элементов залегания, т.е. изменчивость мощности и угла падения залежи полезного ископаемого: мощность в пределах одной залежи может изменяться от нескольких сантиметров до десятков и даже сотен метров, а угол падения — от 0 до 90°; контакты рудного

тела с вмещающими породами по простиранию и глубине залегания не всегда четко выражены, а иногда могут быть установлены только по данным химического анализа;

- непостоянство состава и содержания полезного ископаемого по мощности рудного тела и глубине его залегания, состав руды и содержание в ней полезных компонентов часто изменяется как по отдельным залежам, так и в пределах выемочных участков одной залежи, возможны чередования участков богатых и бедных руд;
- преобладание крепких горных пород, слабые породы с коэффициентом крепости < 3 встречаются редко, в рудных месторождениях залегают преимущественно горные породы средней крепости $= 5-9$, крепкие $= 10-14$ и весьма крепкие $= 15-20$;
- склонность к самовозгоранию, которая характерна для сульфидных руд с содержанием серы от 10—20 % и выше; самовозгорание может произойти в результате окисления с выделением тепла в руде, длительное время находящейся в горной выработке; причиной самовозгорания может стать также древесина, оставленная в выработанном пространстве.

Принятый способ разработки месторождения должен обеспечивать безопасность работ и необходимые санитарно-гигиенические условия; экономичность; постоянное во времени качество рудной массы; комплексное использование руд, пород, сопутствующих газов; максимальную интенсивность отработки запасов полезного ископаемого; возможность предотвращения затопления, пожаров; сохранность атмосферного воздуха, земель и вод от вредного воздействия горных работ.

Выбор системы разработки осуществляют на основе анализа многих *факторов*, которые делят на основные, учитываемые в любых случаях, и дополнительные, которые рассматривают как ограничения в неблагоприятных случаях.

К *основным факторам* относят мощность и угол падения рудного тела, устойчивость и крепость руды и вмещающих пород.

К *дополнительным факторам* относят склонность руды к самовозгоранию и слеживанию, необходимость сохранения земной поверхности, наличие поверхностных водоемов и подземных водоносных горизонтов, геологических нарушений и др.

По классификации проф. В.Р. Именитова все системы подземной разработки рудных месторождений могут быть разделены на три класса по способу поддержания очистного пространства в период очистной выемки руды.

В *класс I* входят системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которых в пределах выемочных блоков или панелей очистное пространство поддерживается за счет естественной устойчивости горных пород, опирающихся на оставляемые целики или на отбитую и временно оставленную в очистных выработках горную массу.

В *класс II* входят системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород, отличающиеся тем, что при очистной выемке руды в пределах всего блока или основной его части разрушенную руду выпускают самотеком под обрушенными непосредственно на нее вмещающими породами.

В *класс III* входят системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, отличающиеся тем, что во время выемки руды окружающие горные породы поддерживают крепью или закладочными материалами, размещаемыми в очистном пространстве.

Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства

С применением систем разработки класса I на подземных рудниках добывают около 40 % руды; с увеличением глубины горных работ использование этих систем сокращается.

Условия применения систем разработки класса I: преимущественно устойчивые руды и устойчивые вмещающие породы. При средней устойчивости боковых пород рассматриваемые системы разработки можно применять только для отработки мощных залежей, но тогда около слабых боковых пород оставляют предохранительный целик размером 1—3 м в виде теряемой «корки» либо размером 5—8 м при условии его последующей выемки.

К достоинствам этих систем разработки относят хорошие показатели по производительности труда, интенсивности отработки месторождения и себестоимости добычи полезного ископаемого, невысокое разубоживание руды, исключение составляет отработка тонких залежей.

Недостатком является оставление значительной части руды в постоянных и временных целиках, причем временные целики приходится извлекать с большими затратами труда и существенными потерями руды.

К системам разработки первого класса относятся сплошная, камерно-столбовая, камерная с этажной и подэтажной отбойкой руды, с магазинированием руды.

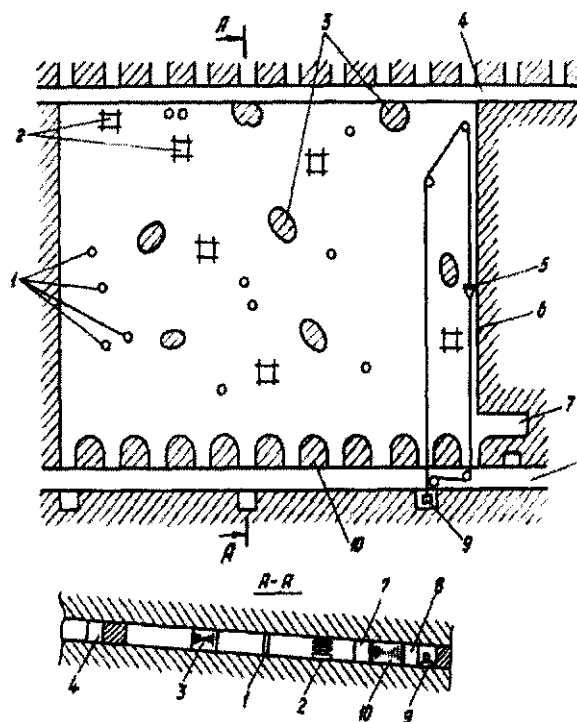
Сплошную систему разработки применяют при выемке пологих и наклонных залежей малой и средней мощности. Руды и вмещающие породы должны быть устойчивыми, ценность руды — невысокая, так как возможны значительные потери руды в целиках. Качество руды должно быть стабильным, чтобы не требовалось вести выемку руды по сортам.

Подготовка шахтного поля заключается в проведении штреков, разделяющих шахтное поле на панели. Забой располагают по всей ширине панели, направление подвигания забоя — по длине панели (рис. 7.102).

Выемку руды производят обычно сразу на полную мощность залежи, если она составляет до 7—8 м, или с разделением по мощности на два-три слоя, которые вынимают, начиная с верхнего слоя.

Рис. 7.102. Сплошная система разработки пологих и наклонных рудных залежей:

1 — стойки; 2 — костровая крепь; 3 — опорные целики; 4 — вентиляционный вытес; 5 — скрепер; 6 — линия забоя; 7 — опережающая выработка; 8 — откаточный шпрек; 9 — камера для скреперной лебедки; 10 — околештрековый целик



Отбойку руды осуществляют, как правило, взрыванием зарядов ВВ, расположенных в шпурах. Очистное пространство остается открытым, кровлю поддерживают постоянными *целиками*, сплошными по границам панелей, называемыми *панельными*, и столбообразными внутри панелей, называемыми *опорными*. Опорные целики располагают на определенном расстоянии друг от друга регулярно или нерегулярно по возможности на участках с менее устойчивой кровлей, менее ценной рудой, меньшей мощностью рудной залежи.

Доставку отбитой руды осуществляют по почве механизированным способом: скреперными установками, погрузочно-доставочными машинами и автосамосвалами.

Кровлю очистного забоя в большинстве случаев закрепляют штанговой крепью для предотвращения местных отслоений и вывалов кусков горной породы.

Ширину панелей обычно принимают при использовании самоходного оборудования 150—200 м, скреперной доставки 80—100 м. Ширина панельных целиков составляет от 10 до 40 м, расстояние между опорными целиками — 8—20 м, поперечный размер опорных целиков 3—6 м при их высоте до 12—15 м и 9—10 м при большей их высоте.

Скорость движения воздуха по забою для его проветривания должна быть не менее 0,15 м/с.

Производительность забоя зависит от применяемого оборудования и равна обычно при переносном оборудовании 4—12 тыс. т/мес, при самоходном оборудовании — 30—60 тыс. т/мес. Объем проведения подготовительно-нарезных выработок составляет 1—2 м на 1000 т запасов руды. Потери руды достигают 25—35 %.

Камерно-столбовая система разработки отличается от сплошной тем, что в этом случае запасы руды в панелях вынимают не подряд по длине панелей, а с разделением их на камеры и оставлением *междукамерных ленточных* или в виде *столбов опорных целиков*. Камеры имеют в плане прямоугольную форму, вытянутую по ширине панели, и они параллельны между собой.

Условия применения данной и сплошной систем разработки аналогичны, но камерно-столбовой системе отдают предпочтение при наличии следующих условий:

- менее устойчивых руд и вмещающих пород, а также при повышенном горном давлении, когда существует необходимость оставления междукамерных целиков;
- необходимости иметь забои одновременно в разных частях панели, отличающихся непостоянством качества руды по их простиранию и мощности, для усреднения качества рудной массы.

Подготовительные работы заключаются в проведении панельных штреков, причем под рудными панельными штреками часто проводят полевые транспортные штреки (рис. 7.103).

Очистные работы в подготовленной панели начинают с проведения нарезных выработок — камерных штреков, располагающихся по осям камер.

Отбойку руды при разработке залежей малой и средней мощности осуществляют шпуровыми зарядами, при этом забою придают потолкоуступную форму и бурение шпуров в верхних уступах производят с навала отбитой руды.

Уборку рудной массы из камер обычно выполняют канатными скреперами с трехбарабанными лебедками. Для поддержания кровли оставляют опорные столбообразные и околострековые целики.

При разработке мощных месторождений отбойку руды можно осуществлять скважинными зарядами; для уборки рудной массы применяют самоходные погрузочно-доставочные машины или автосамосвалы, работающие в комплексе с экскаваторами.

Ширина панелей составляет 80—150 м, при разработке месторождений калийных солей — до 400—600 м. Ширина камер 8—20 м, поперечные размеры целиков такие, как при сплошной системе разработки в случае последующей выемки целиков они равны ширине камер.

По производительности забоев и параметрам извлечения руды эта система близка к сплошной системе разработки. Объем проведения подготовительно-нарезных выработок составляет 3—7 м на 1000 т запасов руды.

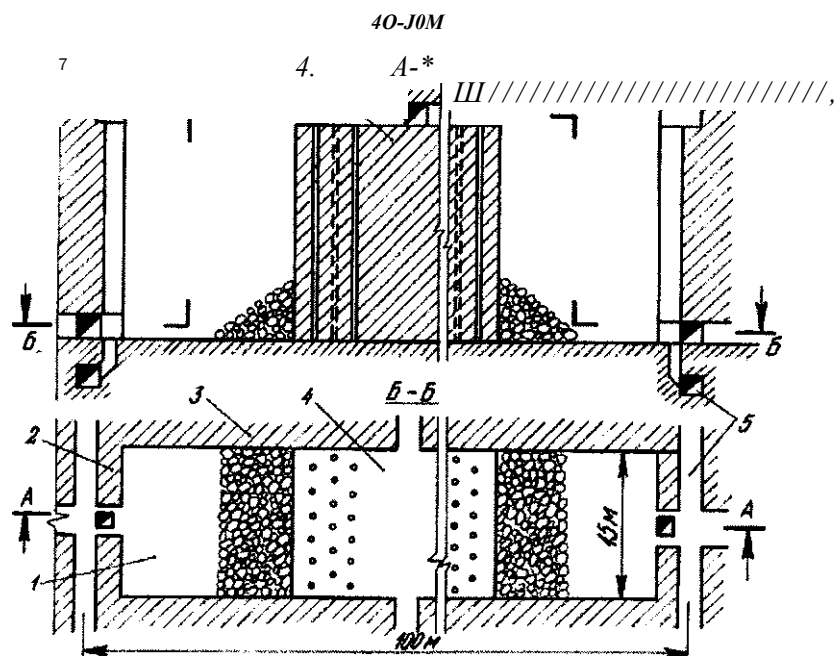


Рис. 7.103. Камерно-столбовая система разработки:

а — со шпуровой отбойкой; б — с отбойкой скважинными зарядами; 1 — камера; 2 — околоштрековый целик; 3 — междукammerный целик; 4 — рудный массив; 5 — штрек

Камерную систему разработки с этажной отбойкой руды применяют при выемке рудных тел средней мощности, мощных и весьма мощных с достаточно крепкими рудами, залегающими в устойчивых породах. Данная система разработки приемлема для отработки рудных тел с любым углом падения, при этом у крутопадающих залежей мощность должна быть не ниже средней, а у пологих и наклонных — не менее 20—30 м. Наиболее благоприятными для отработки этой системой считают мощные крутопадающие залежи с выдержанными элементами залегания.

Залежь разделяют на этажи, для подготовки которых проводят штреки и восстающие, выемку руды ведут в камерах, между ними оставляют междукamerные целики, отрабатываемые во вторую очередь (рис. 7.104).

Высота этажа составляет 50—60 м, а при весьма устойчивых рудах и породах — 100—150 м.

Подготовка камер к очистной выемке (рис. 7.105) заключается в проведении из блоковых восстающих буровых выработок, в устройстве днища блока, включающего в себя выпускные траншеи и доставочные выработки, а также в образовании *отрезной щели*.

Вертикальная отрезная щель создает плоскость обнажения массива, необходимую для нормальной отбойки руды. Для образования отрезной щели посередине камеры, от траншеи до бурового горизонта, проходят отрезной восстающий, который расширяют путем последовательного взрывания параллельных его оси скважинных зарядов, превращая восстающий в вертикальную щель на всю ширину и высоту камеры.

Отбойку руды в камерах производят взрыванием зарядов в скважинах, пробуренных с одного бурового горизонта на всю высоту камеры, или слоями из подэтажных горных выработок.

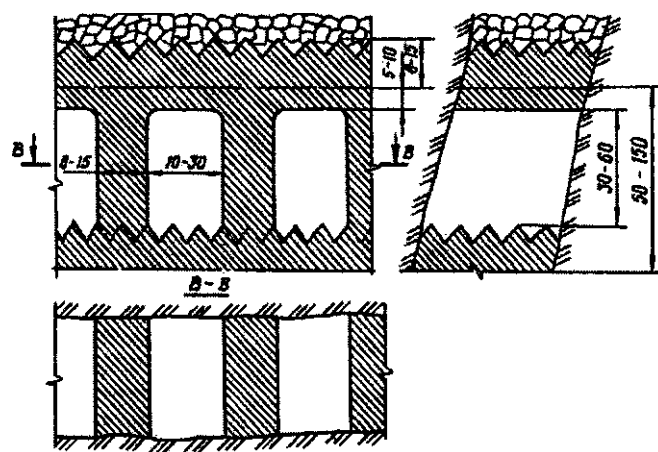


Рис. 7.104. Разделение этажа на камеры

Выпуск отбитой руды осуществляют через траншеи или воронки в днище камер под прикрытием потолочины, т.е. без перемешивания с обрушенными налегающими породами.

Вторичное дробление негабаритов производят в горловинах доставочных выработок и на питателе.

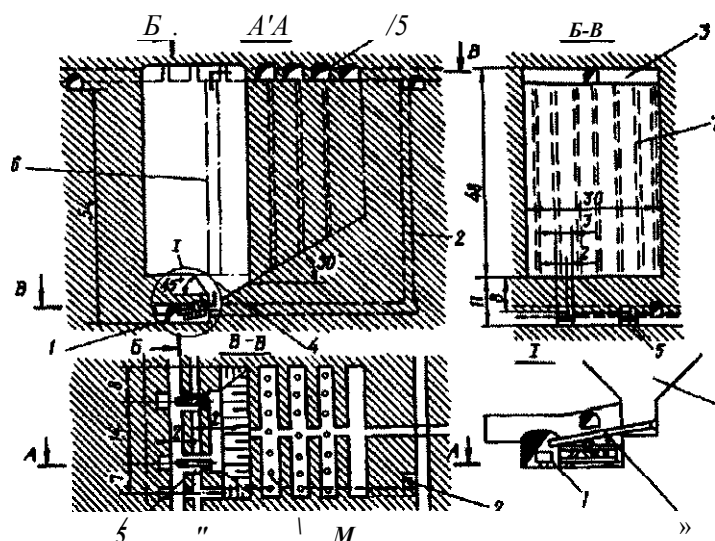


Рис. 7.105. Камерная система разработки с этажной отбойкой руды:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — выработка бурового горизонта; 4 — пуская траншея; 5 — доставочная выработка; 6 — отрезная щель; 7 — взрывная скважина; 8 — вибропитатель

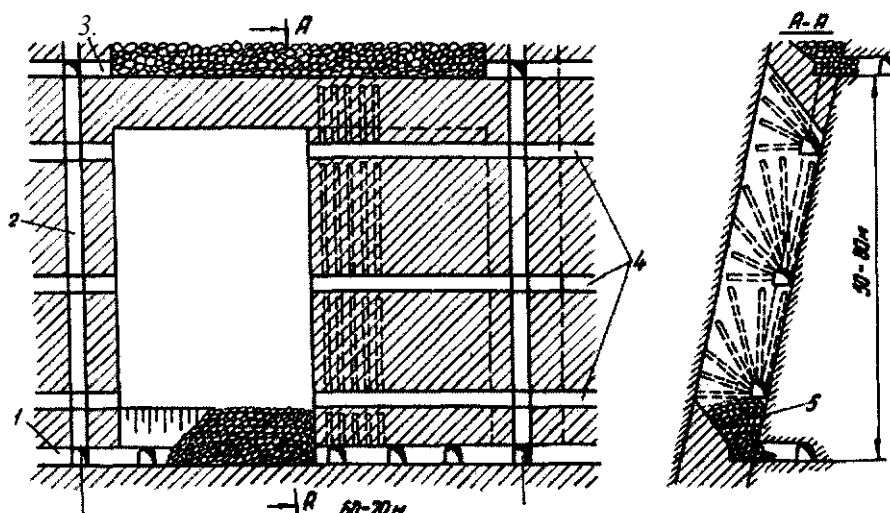


Рис. 7.106. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды:

1 — штрек; 2 — квершлаг; 3 — вентиляционный штрек; 4 — подэтажные штреки; 5 — взорванная горная масса

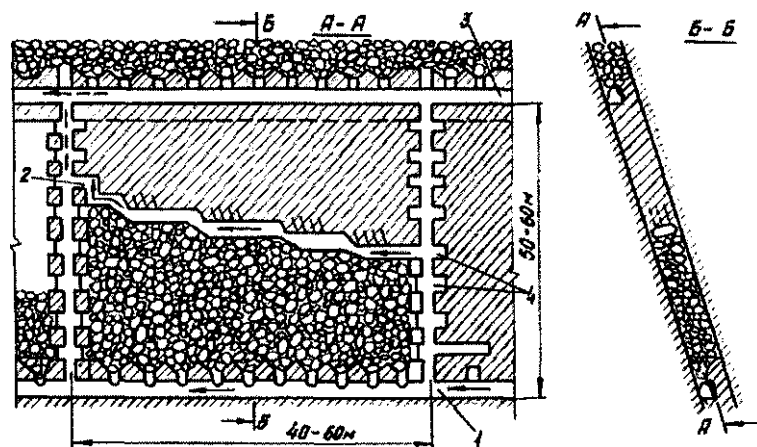


Рис. 7.107. Система разработки с магазинированием руды в блоке и шпуровой отбойкой: 1 и 3 — откаточный и вентиляционный штреки; 2 — восстающий; 4 — ходки

При камерной системе разработки с подэтажной отбойкой руды последнюю производят взрыванием зарядов ВВ, размещаемых в скважинах, которые пробурены из подэтажных выработок (рис. 7.106).

Камерные системы разработки характеризуются высокой производительностью труда и относительно высокой безопасностью работ. Производительность камер составляет от 6 до 20 тыс. т/мес, потери и разубоживание руды — 3—8 %. Основным недостатком камерной системы разработки является относительно высокий объем проведения подготовительно-нарезных выработок, составляющий 3—9 м на 1000 т запасов руды.

Системы разработки с магазинированием руды применяют при выемке рудных залежей малой и средней мощности с углами падения $> 55—60^\circ$. При отработке тонких жил вместе с рудой отбивают часть пустых пород, для того чтобы ширина очистного пространства была не менее 1—1,2 м, так как в более узком очистном пространстве отбитая руда может застревать.

Сущность системы разработки с магазинированием руды состоит в отработке камер горизонтальными слоями снизу вверх с магазинированием отбитой руды в очистном пространстве. Замагазинированная руда временно поддерживает вмещающие породы и используется как платформа для производства горных работ в очистном забое.

Эту систему разработки можно с успехом применять при разработке руд, которые не склонны к слеживанию, окислению и самовозгоранию при сравнительно длительном хранении в очистном пространстве в разрушенном состоянии.

При подготовке этаж делят на выемочные блоки, разделяемые между собой целиками, в которых проводят блоковые восстающие (рис. 7.107).

Очистному забою придают потолкоуступную форму, высота уступа 1,8—2,0 м. В уступах бурят горизонтальные или вертикальные шпуры, отбойку горной массы производят на замагазинированную руду.

После каждого цикла отбойки часть взорванной массы в количестве 25—35 % ее объема *выпускают самотеком* из блока, для того чтобы в забое между массивом и отбитой рудой сохранялось свободное пространство для выполнения горных работ. По окончании отбойки всех камерных запасов полезного ископаемого вся замагазинированная руда выпускается из блока полностью.

При разработке мощных и весьма мощных рудных тел применяют систему разработки с магазинированием руды в блоке и отбойкой ее скважинными зарядами.

Небольшой объем нарезных выработок, относительно благоприятные условия труда и сравнительно высокая производительность обеспечивают этой системе разработки достаточно широкую область применения.

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород

При отработке рудных залежей системами с обрушением руды и вмещающих пород, которые называют также системами разработки с массовым обрушением, отбитую руду выпускают из блока самотеком, а выработанное пространство по мере выпуска руды заполняется обрушенными налегающими и боковыми породами.

Системы разработки с массовым обрушением применяют на мощных и средней мощности рудных телах, залегающих между неустойчивыми вмещающими породами; при этом рудное тело может быть представлено и устойчивыми, и неустойчивыми породами. Неустойчивость пород в данном случае является положительным фактором, так как она предопределяет своевременное *самообрушение* вмещающих пород. Обрушение устойчивой руды взрывным способом называют *принудительным*. Обрушение неустойчивой руды происходит под действием гравитационных сил, т.е. имеет место самообрушение руды, высота этажа составляет 70—80 м.

Эти системы разработки широко применяют (около 30 %) на подземных рудниках при добыче железных, свинцово-цинковых, вольфрамо-молибденовых, фосфатных и других руд.

Системы разработки с массовым обрушением характеризуются высокой производительностью и интенсивностью отработки месторождений, низкой себестоимостью добычи, однако для этого класса систем разработки характерны достаточно высокие потери и разубоживание руды, составляющие 10—20 % вследствие выпуска рудной массы под обрушенными породами.

Эти системы разработки не рекомендуют применять для отработки руд, склонных к слеживанию и самовозгоранию, при необходимости сохра-

нения земной поверхности без смещений, при наличии в породном массиве над полезным ископаемым водоносных горизонтов и загазованных зон.

К системам разработки с массовым обрушением относят системы этажного принудительного обрушения, этажного самообрушения и подэтажного обрушения.

Систему этажного принудительного обрушения применяют при устойчивой руде и неустойчивых вмещающих породах.

Сущность этой системы разработки заключается в отбойке руды скважинными зарядами в блоке на всю высоту этажа и выпуске рудной массы из блока под обрушающимися породами (рис. 7.108).

Подготовка шахтного поля заключается в проведении штреков и ортов, разделяющих шахтное поле на блоки. Между откаточным и вентиляционным горизонтами проходят полевые и рудные восстающие. В рудных восстающих через 4—5 м по высоте блока образуют ниши, из которых бурят комплекты скважин, расположенных веерообразно или параллельно друг относительно друга. Одновременно проводят доставочные выработки, обычно орты, которые соединяют рудоспусками с выработками откаточного горизонта. Выше горизонта доставки подготавливают приемные воронки или траншеи, от которых рудоспуски выходят на доставочные орты. Для размещения в блоке практически одновременно отбиваемого объема руды выше горизонта приемных воронок образуют *компенсационные камеры*, размеры которых определяют с учетом коэффициента разрыхления руды. Объем компенсационных камер обычно составляет 25—35 % запасов руды в блоке. Компенсационные камеры могут быть расположены *вертикально* в боковой стенке рудного массива или *горизонтально*, подсекая рудный массив.

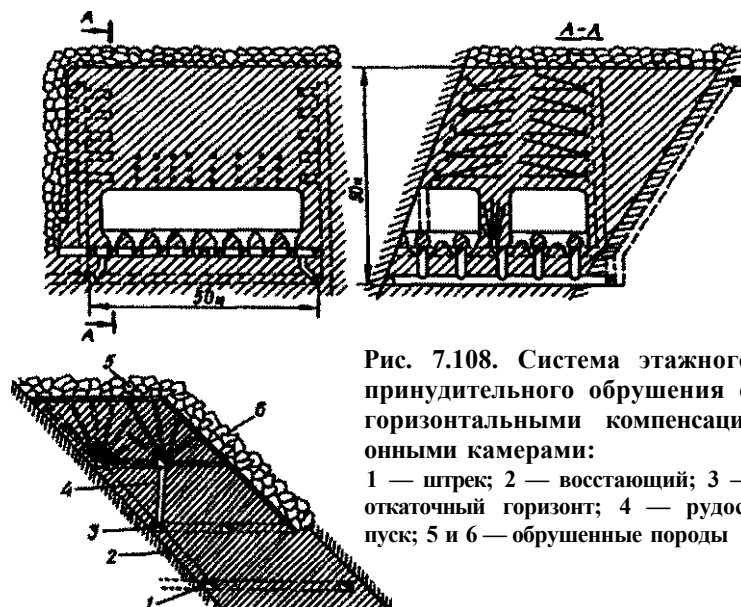


Рис. 7.108. Система этажного принудительного обрушения с горизонтальными компенсационными камерами:

1 — штрек; 2 — восстающий; 3 — откаточный горизонт; 4 — рудоспуск; 5 и 6 — обрушенные породы

Рис. 7.109. Система этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой и торцевым выпуском руды:

1 и 2 — буровые и доставочные выработки; 3 — вентиляционный штрек; 4 — контур отрезной щели

В системах *этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой и торцевым выпуском руды* (рис. 7.109) добычный горизонт подготавливают посредством проведения штреков и ортов. На фланге блока по контакту с породами лежачего бока проходят восстающий, который расширяют, превращая в *щель*, называемую *отрезной*. Из подэтажных выработок на подэтаж или на всю высоту этажа бурят взрывные скважины. На образовавшуюся отрезную щель, заполненную пустыми породами, производят последовательную отбойку вертикальных или наклонных слоев руды толщиной 8—12 м. При этом применяют терминологию: *отбойка руды в зажиме*. При взрывной отбойке руды в зажиме пустые породы уплотняются, компенсируя таким образом увеличение объема отбиваемого слоя, которое происходит при его разрыхлении. После отбойки каждого слоя из блока выпускают всю рудную массу. Временные целики над доставочной выработкой погашают по мере выпуска руды.

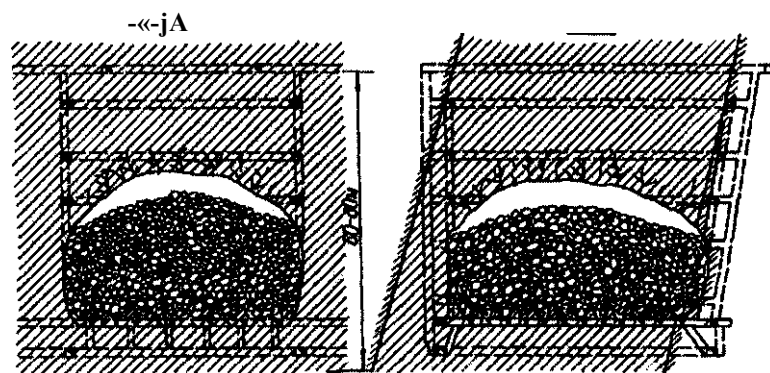


Рис. 7.110. Система разработки с этажным самообрушением

Для доставки руды используют самоходное оборудование или передвижные вибропитатели в комплексе с виброконвейерами.

Производительность по добыче составляет 20—80 тыс. т/мес на одну доставочную выработку и до 200 тыс. т/мес из блока. Объем проведения подготовительно-нарезных выработок — 1,5—4,0 м на 1000 т запасов руды в блоке.

Система разработки с этажным самообрушением (рис. 7.110) отличается от других тем, что при этой системе подсекаемый снизу рудный массив постепенно обрушается под действием сил гравитации и горного давления. Связи с окружающим массивом ослабляются проведенными отсечными выработками или пробуренными веерами взрывных скважин, которые способствуют разрушению породы в замках сводов естественного равновесия, образующихся при самообрушении руды, и создают, кроме того, более точные контуры выработанного пространства. Выбирая определенный режим выпуска рудной массы, регулируют интенсивность самообрушения руды в блоке, а также оказывают влияние на потери и разубоживание. Вслед за выпуском из блока рудной массы в освобождающееся выработанное пространство обрушаются налегающие породы. Для применения системы разработки с этажным самообрушением рудный массив должен быть слабым, иметь разветвленную сеть трещин и слабых прослоек; руда не должна слеживаться и самовозгораться.

Из-за сравнительно высоких потерь полезного ископаемого область применения системы с самообрушением ограничена рудами невысокой ценности.

Систему разработки с подэтажным обрушением применяют в следующих условиях:

- в породном массиве имеет место высокое горное давление, тогда использование этой системы позволит значительно сократить сроки поддержания выработок, предназначенных для выпуска и доставки руды;
- рудный массив содержит включения пустых пород или некондиционных руд, которые вследствие применения указанной системы могут быть оставлены в массиве;
- в блоке содержится несколько сортов руды, которые при подэтажном обрушении могут быть извлечены отдельно;
- рудное тело имеет среднюю мощность и неправильные контакты с боковыми породами.

В случае склонности руды к самовозгоранию необходимо применять заиливание обрушенного пространства.

Сущность системы разработки с подэтажным обрушением заключается в том, что блок делят на подэтажи, каждый из которых имеет свой горизонт выпуска рудной массы. Подэтажи могут быть разделены в плане на панели, а панели по длине — на секции. Подэтажи отрабатывают в нисходящем порядке. Высота подэтажа может изменяться от 12 до 40 м.

При *системе разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды* (рис. 7.111) подэтаж делят по ширине на панели, каждую из которых подготавливают ортами. Из ортов массив руды разбуривают вертикальными или крутонаклонными веерами скважин и взрывают последовательно слоями в отступающем порядке. Очередные скважинные заряды ВВ взрывают после выпуска рудной массы от предыдущего взрыва.

Доставляют руду погрузочно-доставочными машинами. Производительность блока может быть на 10—30 % ниже, чем при этажном обрушении. Объем подготовительно-нарезных выработок составляет 2—3 м на 1000 т запасов руды в блоке. При донном выпуске руды объем подготовительно-нарезных выработок составляет 5—9 м на 1000 т запасов руды в блоке. Потери и разубоживание руды — около 10—20 %.

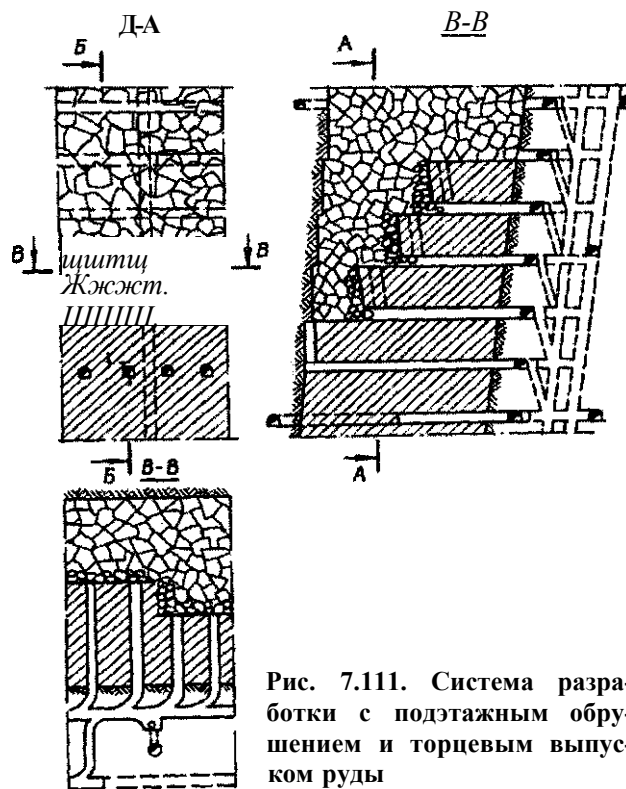


Рис. 7.111. Система разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды

Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства

Искусственное поддержание очистного пространства, являясь составной частью очистных работ, предполагает заполнение его определенными видами материалов или возведение в нем крепи.

Поддержание очистного пространства *закладкой* или *крепью* требует значительных материальных и трудовых затрат на ведение горных работ, поэтому системы разработки с закладкой и креплением применяют в основном при разработке месторождений высокоценных руд или в сложных горно-геологических условиях, характеризующихся наличием неустойчивых руд и вмещающих пород, а также разнообразных геологических нарушений. В таких условиях выемка руд системами разработки с искусственным поддержанием очистного пространства обеспечивает существенное снижение потерь и разубоживания руды, повышение безопасности работ, а также способствует сохранению гидрогеологической структуры недр и земной поверхности.

К системам разработки класса III относят:

- *системы разработки с закладкой очистного пространства*, однослойная выемка с закладкой; выемка горизонтальными слоями с закладкой; выемка наклонными слоями с закладкой; система разработки тонких жил с раздельной выемкой руды и пород и закладкой очистного пространства боковыми породами; нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой;
- *системы разработки с креплением очистного пространства и системы разработки с креплением очистного пространства и последующим обрушением пород*: однослойная выемка руды с обрушением пород кровли; слоевая выемка руды с обрушением пород кровли.

К системам разработки этого класса, получившим преимущественное распространение, относят систему разработки горизонтальными слоями с закладкой, систему слоевого обрушения и систему разработки с распорной крепью.

Систему разработки горизонтальными слоями с закладкой применяют преимущественно при крепкой руде, не теряющей устойчивости при значительных площадях обнажений кровли, и неустойчивых вмещающих породах при любых углах падения и мощности залежи.

Отработка блока горизонтальными слоями начинается снизу. Отработанный слой закладывают, оставляя свободным пространство для подготовки к выемке следующего слоя. Руду отбивают на закладку и доставляют по ней до рудоспусков механизированным способом. Высота вынимаемого слоя 2—3 м, при более устойчивых рудах и боковых породах высота вынимаемого слоя до 4,5—5 м, высота открытого пространства достигает 7—8 м. На время отбойки последующего слоя и уборки отбитой руды поверхность закладочного материала укрывают настилом, который убирают перед закладкой очередного вынутаго слоя.

Широко применяют *гидравлическую закладку* с использованием хвостов обогатительных фабрик и природного песка.

При использовании твердеющей закладки или при устройстве бетонных настилов по обычной закладке применяют самоходное оборудование для ведения очистных работ в забое.

Высота этажа на крутых залежах составляет от 35 до 60 м, длина блока по простиранию — 30—100 м.

При большой протяженности мощных пологих залежей применяют **сплошную выемку системой с закладкой очистного пространства**.

Используют **панельную подготовку** к очистной выемке. В почве залежи проводят полевые главные и панельные откаточные штреки (рис. 7.112). Расстояние между панельными штреками — 120—150 м. Вентиляционный горизонт имеет ту же схему подготовки, что и откаточный. Между панельными откаточными и вентиляционными штреками проходят блоковые восстающие. Панель разделяют на вертикальные слои шириной 6—8 м, которые вынимают горизонтальными слоями высотой 3 м. От откаточного горизонта до рудного штрека, проведенного по почве залежи, сооружают уклоны, проходящие от каждого панельного рудного штрека до кровли залежи. От панельных уклонов проводят заезды в каждый отрабатываемый слой. Рудоспуски, выкрепляемые в закладке, устраивают в каждой второй секции.

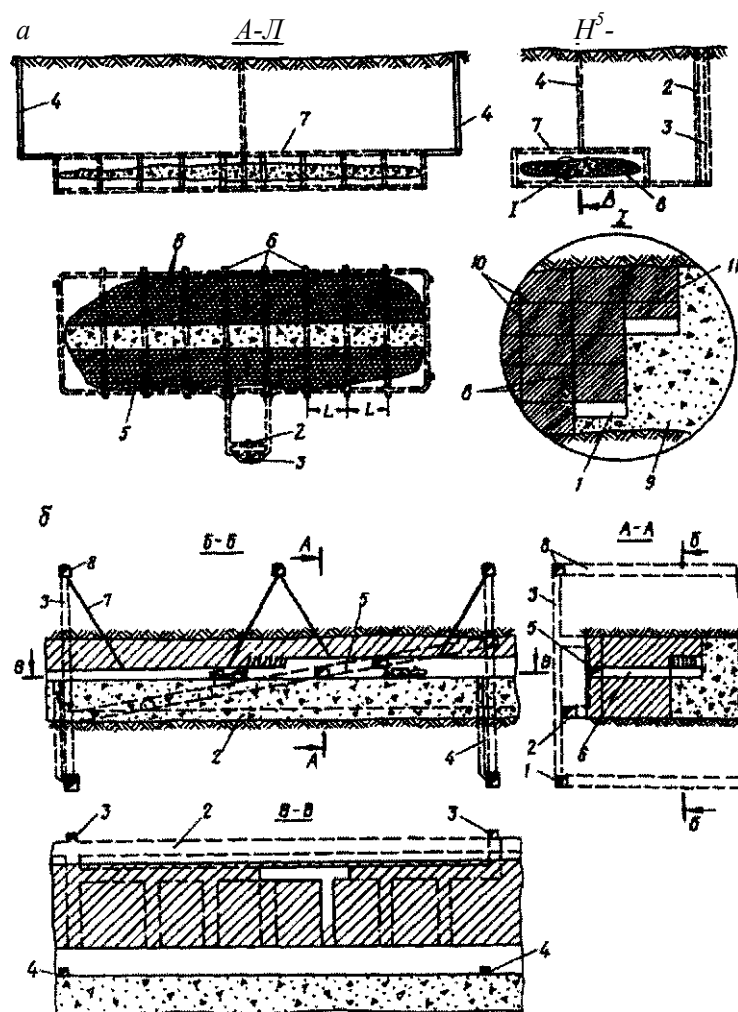


Рис. 7.112. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:

a—схема вскрытия, подготовки и порядок отработки месторождения; 1 — очистной забой; 2,3 и 4—вспомогательный, главный и вентиляционные стволы; 5 — главный откаточный штрек; *б*—блоковые восстающие; 7—закладочный горизонт; 8—выемочные ленты; 9—закладка; 10—границы слоев; 11—слой; *б* — отработка панели: 1 — откаточный штрек; 2 — панельный штрек; 3 — вентиляционно-закладочные восстающие; 4 — рудоспуски; 5 — уклон; *б* — заезд; 7 — скважина для подачи закладки; 8 — вентиляционно-закладочные штреки

Отбойку руды производят взрывным способом; для доставки рудной массы применяют самоходное оборудование. Подачу твердеющей закладки в послойное очистное пространство от панельных вентиляционно-закладочных штреков осуществляют по скважинам диаметром 300 мм.

При системах разработки с закладкой производительность очистных блоков составляет 1500—3000 т/мес, при применении самоходного оборудования она равна 6000 т/мес. Потери руды составляют 1—5 %, разубоживание —

1—3 %; при неправильных формах контактов рудного тела с вмещающими породами разубоживание достигает 10 %. Объем проведения подготовительно-нарезных выработок составляет 2—5 м на 1000 т запасов руды.

Систему разработки слоевым обрушением применяют при выемке ценных неустойчивых руд, предпочтительнее невысокой крепости, которые залегают в слабых вмещающих породах, при мощности крутопадающей залежи не менее 1,5 м и не менее 4 м при пологом залегании.

Блок отрабатывают горизонтальными слоями в нисходящем порядке (рис. 7.113).

Каждый слой вынимают *под защитой искусственного перекрытия* (кровли), сооруженного при выемке вышележащего слоя и опускающегося под давлением обрушающихся пород по мере выемки руды в нижних слоях.

Слои отрабатывают узкими полосами — *заходками* с возведением деревянной или металлической крепи, которая поддерживает настил, уложенный в заходках вышележащего слоя.

После отработки заходок в них на почве укладывают деревянный настил; крепь обрушают на настил, и если она металлическая, то ее затем извлекают. В результате этого над рудой образуется искусственное перекрытие, так называемый *мат*, состоящий из обрушенной крепи и настилов, накопившихся при выемке вышележащих слоев руды. Процесс разрушения или извлечения крепи, сопровождающийся опусканием мата, называется *посадкой* мата. Если применяют деревянную крепь, то мат толщиной около 3 м накапливается после отработки трех слоев.

Руду отбивают шпуровыми зарядами ВВ, доставку руды производят скреперными установками небольшой мощности. Высота этажа составляет

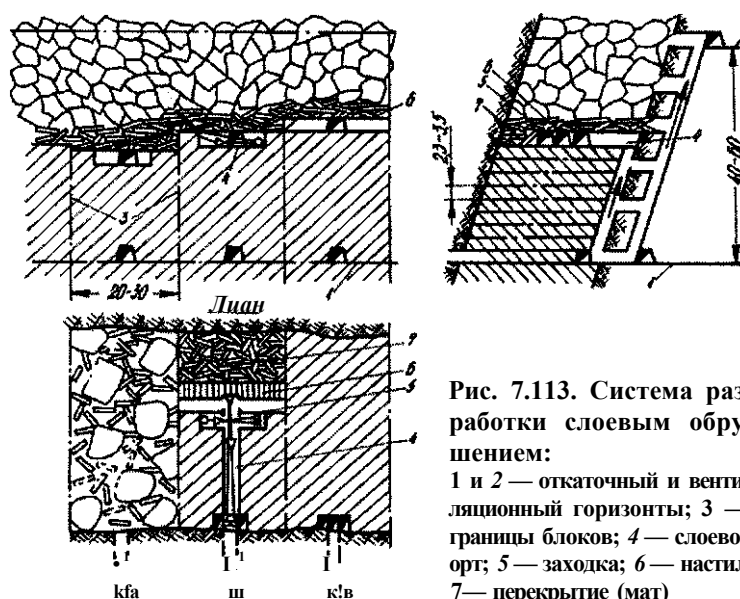


Рис. 7.113. Система разработки слоевым обрушением:
1 и 2 — откаточный и вентиляционный горизонты; 3 — границы блоков; 4 — слоевой орт; 5 — заходка; 6 — настил; 7 — перекрытие (мат)

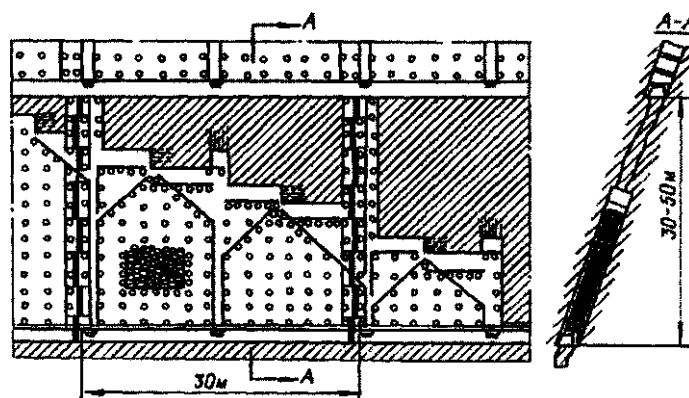


Рис. 7.114. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью

от 30 до 60 м. Длина блока при скреперной доставке 30—50 м, ширина 12—30 м. Высота вынимаемого слоя 2,3—3,5 м.

Разновидностью системы разработки слоевым обрушением является вариант *системы разработки слоевым обрушением с гибким перекрытием*, представляющим собой крупную сетку из стальных полос, на которую из рулонов укладывают проволочную сетку.

Перекрытие монтируют на почве предварительно отработанного с возведением крепи слоя в верхней части блока. Производительность блока при отработке мощных залежей составляет 1500—3000 т/мес, потери руды — 2—5 %, разубоживание — 1—3 %. Протяженность подготовительно-нарезных выработок в мощных залежах составляет 2—4 м и в маломощных — 5—9 м на 1000 т запасов руды в блоке.

Потолкоуступную систему разработки с распорной крепью применяют для отработки крутопадающих жил мощностью до 2 м, залегающих в относительно неустойчивых вмещающих породах (рис. 7.114).

Выемочные блоки подготавливают штреками и восстающими, которые обычно отделяют крепью от очистного пространства.

Отработку запасов руды в блоке осуществляют послойно в направлении снизу вверх, при этом забою придают потолкоуступную форму.

В очистном пространстве устанавливают распорную крепь.

Отбойку руды производят шпуровыми зарядами; шпуры бурят с полков, устанавливаемых на распорной крепи и разбираемых в призабойной части перед взрыванием зарядов ВВ. Отбитая руда падает вниз и по наклонным настилам, называемым крыльчатыми скатами, перемещается самотеком к выпускным люкам.

При отработке залежей малой и средней мощности камерными и камерно-столбовыми системами разработки во временных целиках остается 15—40 % запасов блока, при отработке мощных залежей — до 40—65 % запасов.

Временные целики целесообразно отрабатывать вслед за отработкой камер в связи с тем, что при увеличении обнажения кровли может возрасти давление на целики, произойдет их деформация, и это впоследствии осложнит выемку целиков.

ГЛАВА 8. ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

8.1. Стадии открытых горных работ при разработке месторождений полезных ископаемых

Совокупность горных работ, заключающихся в выемке пород верхней части земной коры непосредственно с поверхности земли, для добычи полезных ископаемых или создания котлованов другого назначения называют **открытыми горными работами**.

Открытые горные работы, выполняемые с целью добычи полезных ископаемых, называют **открытым способом разработки** или **открытой разработкой месторождений полезных ископаемых**.

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом включает в себя следующие стадии:

- *подготовительную*, в течение которой освобождают поверхность земельного отвода карьера, т.е. вырубают леса, осушают болота и озера, отводят реки, переносят дороги, коммуникации; производят предварительное осушение месторождения; ограждают карьер от стоков поверхностных вод; снимают и складывают плодородный почвенный слой земли и т.п.;
- *строительную*, которая заключается в выполнении комплекса горно-капитальных работ, создающих начальный фронт вскрышных и добычных работ и возможность осуществления эксплуатационных работ; на этой стадии строят здания и сооружения поверхностного комплекса, предприятия, горные выработки и транспортные коммуникации, обеспечивающие доступ к рабочим горизонтам карьера;
- *эксплуатационную*, в течение которой производят вскрышные работы, т.е. выемку, перемещение и размещение в отвалах вскрышных пород, и добычные работы, включающие в себя выемку, перемещение, разгрузку или складирование полезного ископаемого; в результате вскрышных работ происходит систематическое удаление пустых пород для создания доступа к полезному ископаемому, поэтому по своему назначению, они являются подготовительными, а добычные работы, в результате которых извлекают полезное ископаемое из массива пород, — очистными;

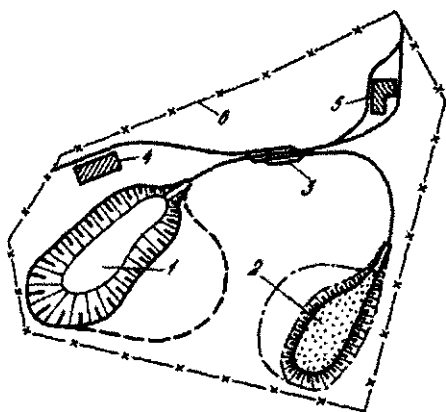


Рис. 8.1. Схема земельного отвода карьера:
1 — карьер; 2 — отвал вскрышных пород; 3 — железнодорожная станция; 4 — административный корпус; 5 — дробильно-сортировочный комплекс; б — граница земельного отвода

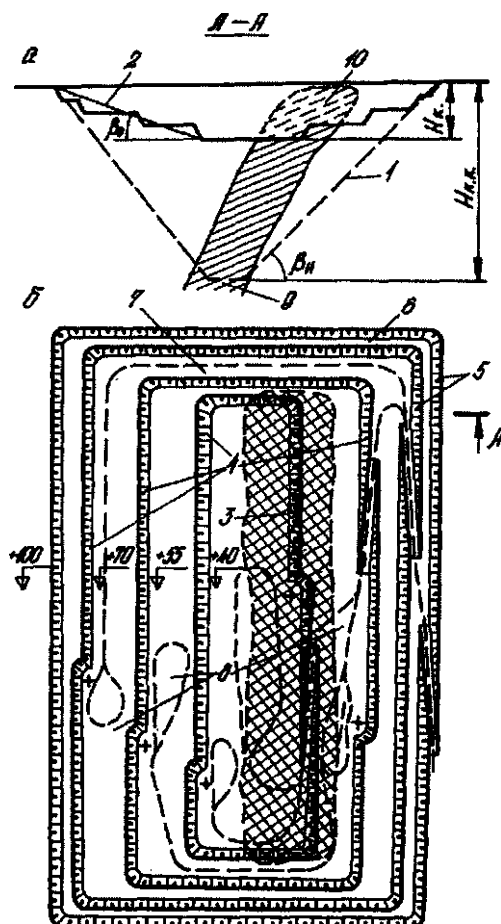
- Все стадии открытой отработки карьерного поля, т.е. месторождения или его части, выполняют на участке поверхности земли, представляющем собой *земельный отвод карьера*, в пределах которого размещают также отвалы вскрышных пород, промышленную площадку и другие производственные сооружения (рис. 8.1).

Вскрышные и добычные работы осуществляют в пределах карьерного поля *последовательно*. Слои отрабатывают по мере их подготовленности одновременно, с некоторым опережением во времени работ, выполняемых на выше-лежащем слое (рис. 8.2, 8.3).

Различают рабочие и нерабочие уступы; на рабочих уступах производят выемку вскрышных пород и полезного ископаемого. Необходимое для разработки уступа оборудование размещают на рабочей площадке уступа.

Уступы могут быть разделены на подуступы, которые разрабатывают разным или одним и тем же выемочным оборудованием, но имеют единый для уступа транспортный путь (рис. 8.5).

Часть уступа по его длине, подготовленную к разработке, называют *фронтом работ уступа*.



1 — конечный контур карьера; 2 — линия откоса рабочего бора карьера; 3 — добычной рабочий уступ; 4 — вскрышные рабочие уступы; 5 — вскрышные нерабочие уступы; 6 и 7 — предохранительная и транспортная бермы; 8 — рабочие площадки; 9 — дно карьера; 10 — полезное ископаемое; ρ_n — угол откоса нерабочего борта карьера; β_0 — угол откоса рабочего борта карьера; Y_k — текущая глубина карьера; Y_{kk} — конечная глубина карьера

Рис. 8.3. Виды карьеров

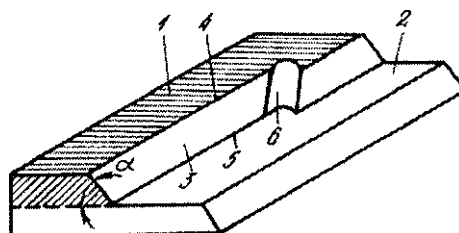


Рис. 8.4. Схема уступа:

1, 2 — верхняя и нижняя площадки; 3 — откос; 4, 5 — верхняя и нижняя бровки; 6 — забой; а — угол откоса

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется *рабочая зона карьера*.

Суммарная протяженность фронтов горных работ всех рабочих уступов — *длина фронта горных работ карьера*.

Устойчивость уступа в процессе ведения горных работ зависит от принятого значения *угла откоса уступа*, представляющего собой угол между откосом уступа и горизонтальной плоскостью.

Ориентировочные значения углов откосов уступов приведены в табл. 8.1. Ступенчатые боковые поверхности между откосами и площадками уступов, ограничивающие выработанное пространство, называют *бортами карьера*.

Борт с рабочими уступами — *рабочий борт карьера*.

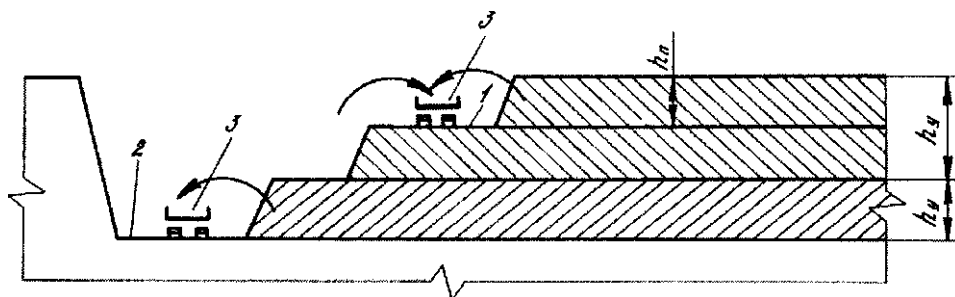


Рис. 8.5. Схема уступа с подступами:

1 — рабочая площадка верхнего уступа; 2 — рабочая площадка нижнего уступа; 3 — транспортные средства; h_y — высота уступа; h_n — высота подступа

КОМПАНИЯ CATERPILLAR

В 1925 г. в результате слияния двух передовых американских компаний-производителей сельскохозяйственной техники Holt Manufacturing Company и C.L. Best Tractor Co. была образована компания Caterpillar Tractor Co. Предшествующее этому событие навсегда изменило способ выполнения земляных и строительных работ практически на всем земном шаре.

24 ноября 1904 г. в окрестностях города Стоктона (США, Калифорния) Бенджамин Холт впервые провел испытания своего нового изобретения — парового трактора на самодвижущихся гусеницах. Эта машина, похожая в движении на гусеницу, дала название новой компании — Caterpillar (в переводе с английского — гусеница), которое сегодня стало одним из самых известных брэндов в мире.

В настоящее время компания Caterpillar производит полную гамму машин как для открытых, так и для подземных горных работ: самосвалы грузоподъемностью 30—345 т, самосвалы с шарнирно-сочлененной рамой, гидравлические экскаваторы с прямой и обратной лопатой, колесные экскаваторы, экскаваторы-погрузчики, гусеничные и колесные погрузчики, погрузчики повышенной проходимости, погрузчики с бортовым поворотом, погрузчики с телескопической стрелой, гусеничные и колесные бульдозеры, скреперы, трубоукладчики, уплотнители, автогрейдеры, техника для ремонта и прокладки дорог.

Кроме производства машин и материально-технического обслуживания своей продукции, компания тесно работает с заказчиками на этапах выбора оптимального парка машин и его эксплуатации с применением различных компьютерных программ и спутниковой навигации. В режиме реального времени отслеживаются местоположение оборудования, содержания полезного компонента в забое для усреднения при выемке породы, задаются оптимальные режимы работы и отслеживается состояние основных узлов и агрегатов оборудования. Внедрение этой системы позволяет существенно увеличить производительность машин в карьере и снизить себестоимость вывоза горной массы.



Первый серийный гусеничный трактор с паровым двигателем

Информация для специалистов

Компания Caterpillar постоянно совершенствует модельный ряд оборудования. Машины становятся более экономичными, безопасными, комфортными и экологически чистыми, все больше функций управления передается бортовому компьютеру. Таким образом, широкая гамма оборудования Caterpillar способна удовлетворить потребности любых клиентов горно-добывающей отрасли.



В России компания Caterpillar впервые появилась в 1913 г., когда гусеничный трактор Бенджамина Холта (одного из основателей компании) был награжден золотой медалью в соревновании по вспашке.

После 1917 г., помогая Советскому Союзу в развитии тракторной промышленности и поставляя дизельные двигатели, Caterpillar продолжила свое победное шествие по России. Продажа тысяч тракторов модели Cat® 60 прочно укрепила позиции Caterpillar в СССР. Эта модель стала прототипом челябинской машины Сталинец 60, однако это был не первый случай использования технологии Caterpillar в России. В 1919 г. другую модель трактора Холта мощностью 75 л.с. с передними колесами в дополнение к гусеницам начали выпускать в Петрограде на Обуховском заводе. Этот завод был основан как ремонтные мастерские для тракторов Холта в 1918 г. После долгих лет плодотворной работы в 1973 г. компания Caterpillar открыла свое представительство в Москве, а в марте 2000 г. — и собственный завод в городе Тосно Ленинградской области, где производят комплектующие для крупногабаритных машин, собираемых на заводах Caterpillar в Европе.

Завод Caterpillar — это первое производство в России, которое полностью принадлежит Caterpillar Inc. Предприятие отвечает всем мировым и корпоративным стандартам. Заводские цеха оснащены современным оборудованием. Особенно выделяются линия по подготовке металла и универсальный центр механической обработки, газовая и плазменная резка металла и линия покраски.



Сегодня на заводе работают более 700 человек. Это высококвалифицированные специалисты, многие из которых прошли необходимую подготовку на предприятиях Caterpillar за рубежом. Компания делает все возможное, чтобы создать комфортную рабочую обстановку, предлагая своим сотрудникам различные социальные программы.

Ссылка: www.cat.ru

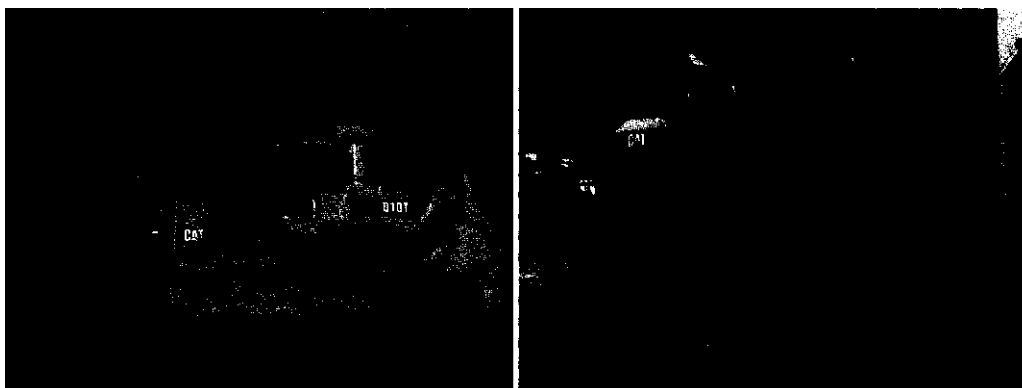
Автогрейдеры



Показатели	16М	24М
Мощность-нетто на маховике, кВт (л.с.)	213 (285)	397 (533)
Система автоматического регулирования мощности двигателя (VHP) (на передачах 4—8), кВт (л.с.)	213—224 (285—300)	—
Эксплуатационная масса, кг	35 672	66 138
Модель двигателя	Cat® C13 ACERT™ VHP	Cat® C18 ACERT™ VHP
Номинальное число оборотов в минуту	2000	1800
Число цилиндров	6	12
Рабочий объем, л	12,5	18,1
Запас крутящего момента, %	50	30
Число передач: вперед/назад	8/6	6/3
Максимальная скорость движения: вперед/назад, км/ч	53,9/42,6	43/41,2
Шины стандартные	18.00—25(12PR)(G-2)	29.0—29 28PR
Угол, град:		
качания в вертикальной плоскости	32	32
наклона колес	18,2	18
поворота	47,5	47,5
складывания шарнирно сочлененной рамы	20	25
Минимальный радиус поворота (по передней внешней шине), м	8,9	12,4
Число опорных башмаков поворотного круга	6	8
Максимальная подача насоса, л/мин	280	550
Объем гидросистемы, л	114	264
Рабочее давление: максимальное/минимальное, кПа	24 150/3100	24 150/3100
Уровень шума внутри кабины/SAE J919, дБ	72	<74
ОБЩИЕ ГАБАРИТЫ		
Высота (до верхней точки системы ROPS для защиты машиниста при опрокидывании машины), м	3,70	4,35
Полная длина/с рыхлителем и толкающей плитой, м	9,96/11,67	14,19/15,80
База машины, м	6,98	16,10
Полная ширина (по верхней части передних шин), м	3,096	4,280
Стандартный отвал: длина/ширина/толщина, м	4,88/0,787/0,025	7,30/1067/0,050
Высота подъема над землей, мм	395	634
Максимальный вынос отвала: рама прямая, м	2,587	3,228
Вместимость топливного бака, л	511	1326

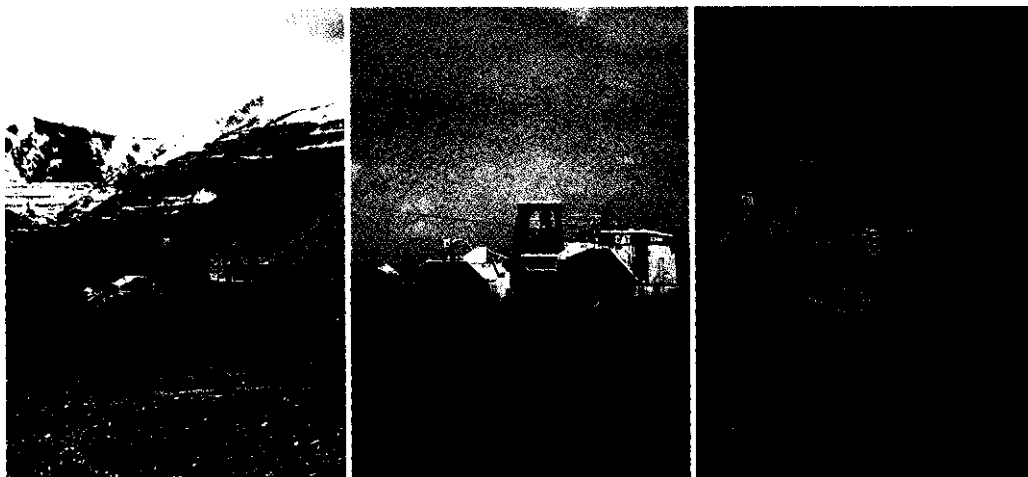
Информация для специалистов

Гусеничные бульдозеры



Показатели	D10T	D11T
Мощность на маховике, кВт (л.с.)	433 (580)	634 (850)
Эксплуатационная масса, кг	66 451	104 600
Переключение передач под нагрузкой, бортовой фрикцион с тормозом		
Модель двигателя	Cat® C27 ACERT™	Cat® C32 ACERT™
Номинальное число оборотов коленчатого вала двигателя, об/мин	1800	1800
Число цилиндров	12	12
Диаметр цилиндра, мм	137	145
Ход поршня, мм	152	162
Рабочий объем, л	27	32,1
Число опорных катков (с каждой стороны)	8	8
Ширина стандартного башмака гусеничной ленты, мм	610	710
Длина участка контакта гусеничной ленты с грунтом (между натяжными колесами), м	3,88	4,44
Площадь контакта с грунтом (со стандартными башмаками), м ²	4,74	6,31
Ширина колеи, м	2,55	2,90
ОБЩИЕ ГАБАРИТЫ		
Высота (с демонтированными быстросъемными верхними деталями), м	3,222	3,61
Высота (до верха навеса с ROPS), м	4,340	4,66
Высота (до верха кабины с ROPS), м	4,078	4,40
Полная длина, м:		
с полууниверсальным отвалом SU	9,260	10,58
без отвала и рыхлителя	5,331	6,03
Ширина (по цапфам), м	3,716	–
Ширина (без цапф, со стандартными башмаками), м	3,160	3,60
Дорожный просвет, мм	615	623
Ширина отвалов различного типа, м:		
универсального	5,26	6,35
полууниверсального	6,35	5,60
Вместимость топливного бака, л	1204	1609

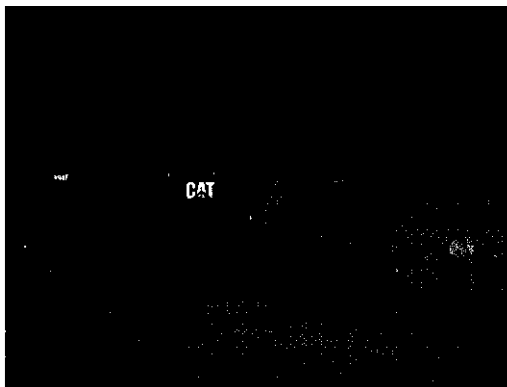
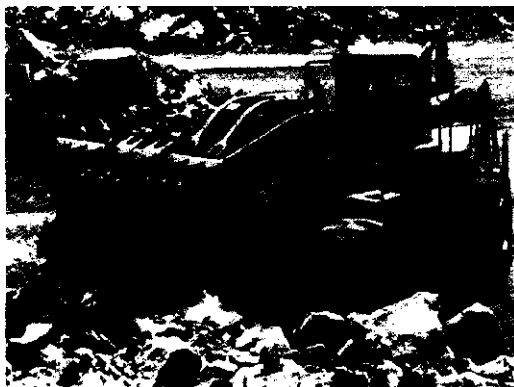
Колесные бульдозеры



Показатели	834Н*	844 Н	854G
Мощность на маховике, кВт (л.с.)	372 (498)	468 (627)	597 (800)
Эксплуатационная масса, кг	47 106	70 815	99 395
Модель двигателя	Cat® C18 ACERT™	Cat® C27 ACERT™	3508B DITA
Номинальные обороты коленчатого вала двигателя, об/мин	1800	2000	1750
Число цилиндров	6	12	8
Рабочий объем, л	18,1	27,1	34,5
Число передач: вперед/назад	4/3	3/3	3/3
Максимальная скорость переднего хода, км/ч	38,5	21	21,9
Диаметр поворота с отвалом, м	17,6	21,73	23,4
Размер стандартных шин	35/65—R33, 24 PR (L—4)	45/65—R3 9, PR (L - 4)	45/65—R45 (L - 4)
Вместимость топливного бака, л	793	1016	1562
ОБЩИЕ ГАБАРИТЫ:			
Высота (до верха конструкции защиты оператора при опрокидывании машины (ROPS)), м	4,09	5,023	5,44
Колесная база, м	4,55	4,6	5,89
Габаритная длина с бульдозерным отвалом, м	10,42	10,94	13,405
Ширина (по стандартным шинам), м	3,47	4,37	4,52
Дорожный просвет, мм	540	431	475
	Прямой отвал	Полууниверсальный отвал	
Ширина, м	5,07	5,278	6,604
Высота, м	1,46	1,877	2,124
Вместимость, м ³	7,87	16,1	25,4
Дорожный просвет под отвалом, мм	1390	1372	1539
Глубина резания, мм	455	466	398
Регулировка наклона отвала, м	1,48	830	1165
Регулировка перекоса отвала, град	21	13	15
Скорость подъема, м/с	0,8	0,353	0,385

* Колесный бульдозер модели 834Н может быть оснащен полууниверсальным, универсальным и угольным отвалами.

Колесные погрузчики



Показатели	993K.	994F
Мощность на маховике SAE J1349, кВт (л.с.)	708 (950)	933 (1250)
Эксплуатационная масса*, кг	133 637	189 343— 194 053
Номинальная нагрузка, т	22,7	34,5 T STD/34,5 STD
Вместимость ковша, м ³	12,2—23,7	
Модель двигателя	Cat®C32 ACERT™	33516B DITA
Номинальные обороты двигателя, об/мин	1900	1600
Диаметр цилиндра, мм	145	170
Ход поршня, мм	162	190
Число цилиндров	12	16
Рабочий объем, л	32,1	69
Скорости переднего хода, км/ч:		
1-я передача	6,9	7,3
2-я передача	11,9	12,9
3-я передача	20,1	22,6
Скорости заднего хода, км/ч:		
1-я передача	8,1	8,1
2-я передача	14,3	14,3
3-я передача	24,9	24,9
Продолжительность цикла работы гидросистемы при номинальной нагрузке в ковше, с:		
подъем	9,4	11,3
опрокидывание	2,1	3,1
опускание (порожний, за счет собственного веса)	6,7	3,5
Колея, м	Н/Д	4,1
Габаритная ширина по шинам, м	Н/Д	5,45
Дорожный просвет, мм	590	811
Вместимость топливного бака, л	2063	3833
Гидравлические системы, л:		
подъем, наклон	475	690
рулевое управление и тормоза	185	267
охлаждение тормозов	Н/Д	42

* В зависимости от комплектации.

Строительные и карьерные самосвалы



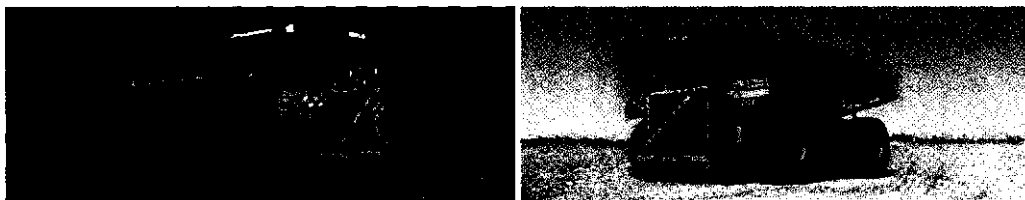
Показатели	777F	785D	789C
Тип кузова	Двухскатный кузов	Двухскатный кузов**	Двухскатный кузов**
Полная масса машины, кг	163 293	249 480	317 515
Масса шасси, кг	50 790	74 434	102 285
Обломочные материалы (% от массы шасси)	1921	Н/Д	4520
Масса кузова без футеровки, кг	16 420	22 293	27 045
Номинальная нагрузка без футеровки, кг	95 996	Н/Д	186 453
Масса стандартной футеровки, кг	5767*	Н/Д	9453
Целевая загрузка самосвала, кг	90316	144 541	177 000+
Объем кузова, м ³ :			
геометрический (SAE)	49,1	57	73
с «шапкой» (угол откоса 2:1) (SAE)	60,2	78	105
Распределение нагрузки на незагруженном самосвале, %: передняя ось/задняя ось	45/55	48,5/51,5	47/53
Распределение нагрузки на загруженном самосвале, %: передняя ось/задняя ось	33/67	33/67	33/67
Модель двигателя	Cat®C32 ACERT™	3512C EUI	3516B EUI
Число цилиндров	12	12	16
Диаметр цилиндра, мм	145	170	170
Ход поршня, мм	162	215	190
Рабочий объем, л	32,1	58,56	69
Мощность на маховике, кВт (л.с.)	700(938)	1005 (1348)	1335(1791)
Полная мощность, кВт (л.с.)	758(1016)	1082 (1450)	1417(1900)
Стандартные шины	27.00R49 (E4)	33.00R51	37.00R57 (E4)
Габаритный диаметр поворота машины, м	28,4	Н/Д	39,9
Вместимость топливного бака, л	1137	1892	32,22
Предельная скорость (загруженная машина), км/ч	64,5	56	52,6
ОБЩИЕ ГАБАРИТЫ (без груза):			
Высота до верха поперечного бруса камнезащитного отражателя козырька, м	5,19	Н/Д	6,15
Колесная база, м	4,56	5179	5,7
Полная длина, м	10,53	Н/Д	12,8
Высота загрузки, м	4,43	Н/Д	5,21
Высота при полностью поднятом кузове, м	10,36	Н/Д	11,9
Длина кузова (установленная длина), м	6,39	Н/Д	8,15
Ширина (эксплуатационная), м	6,49	Н/Д	7,67
Ширина (в транспортном положении), м	3,51	Н/Д	3,84
Колея передних шин, м	4,05	Н/Д	5,43

* Возможна поставка резиновой футеровки кузова, масса 6766 кг.

** Возможна поставка кузова с плоским днищем и кузовов MSD, изготовленных с учетом насыпной массы материала и условий эксплуатации.

Информация для специалистов

Строительные и карьерные самосвалы



Показатели	793D*	797B
Тип кузова	Двухскатный кузов**	Плоский кузов**
Полная масса машины, кг	383 673	623 583
Масса шасси, кг	116 707	214 820
Обломочные материалы (% от массы шасси), кг	4971	8593
Масса кузова без футеровки, кг	32 395	47 264
Номинальная нагрузка без футеровки, кг	232 00	345+
Масса стандартной футеровки, кг	11 025	3992
Целевая загрузка самосвала, кг	218 000	345+
Объем кузова, м ³ :		
геометрический (SAE)	96	173
с «шапкой» (угол откоса 2:1) (SAE)	140	220
Распределение нагрузки на незагруженном самосвале, %: передняя ось/задняя ось	46/54	43,5/56,5
Распределение нагрузки на загруженном самосвале, %: передняя ось/задняя ось	33/67	33/67
Модель двигателя	3516B HD EU1	3524B EU1
Число цилиндров	16	24
Диаметр цилиндра, мм	170	170
Ход поршня, мм	215	215
Рабочий объем, л	78	117,1
Мощность на маховике, кВт (л.с.)	1743 (2370)	2513 (3370)
Полная мощность, кВт (л.с.)	1801 (2450)	2648 (3550)
Стандартные шины	40.00R57 (E4)	59/80R63
Габаритный диаметр поворота машины, м	32,66	39,9
Вместимость топливного бака, л	4354	6814
Предельная скорость (загруженная машина), км/ч	54,3	67,6
ОБЩИЕ ГАБАРИТЫ (без груза):		
Высота до верха поперечного бруса камнезащитного отражателя козырька, м	6,5	7,72
Колесная база, м	5,95	7,20
Полная длина, м	12,86	14,4
Высота загрузки, м	5,87	7,15
Высота при полностью поднятом кузове, м	13,113	15,34
Длина кузова (установленная длина), м	8,99	9,90
Ширина (эксплуатационная), м	8,36	9,66
Ширина (в транспортном положении), м	4,09	4,19
Колея передних шин, м	5,61	6,51

* Стандартная комплектация. Самосвал модели 793D поставляется также в комплектациях для вывоза горной массы по затяжным уклонам, для дальних перевозок по ровным дорогам, для транспортировки горной массы на затяжных спусках, для работы на высоте более 2750 м над уровнем моря.

** Возможна поставка кузовов с плоским днищем и кузовов MSD, изготовленных с учетом насыпной массы материала и условий эксплуатации.

Таблица 8.1

Ориентировочные значения углов откосов уступов

Характеристика пород	Высота уступа, м	Угол откоса уступа, градус	
		рабочего	нерабочего
Весьма крепкие	15—20	90	70—75
Крепкие, слаботрещиноватые	15—20	90	60—65
Крепкие, трещиноватые и слабовыветрелые	15—20	75	55—60
Значительно выветрелые	10—15	60—70	35—45
Глинистые	10—15	50—60	40—45
Песчано-гравийные	10—15	40	30—40

Линию, ограничивающую карьер на уровне земной поверхности, называют *верхним контуром карьера*, а линию, ограничивающую карьер на уровне дна, — *нижним контуром*.

При производстве горных работ положение рабочего борта, верхнего и нижнего контуров карьера изменяется в пространстве. К моменту окончания горных работ в связи с погашением запасов полезного ископаемого контуры карьера и его глубина достигают конечных положений и размеров. *Конечная глубина карьеров* может быть 400—500 м. Проектами для некоторых карьеров определена возможность ведения открытых горных работ до глубины 900 м.

Длина карьеров в конечном верхнем контуре изменяется от сотен метров до 5 км, а ширина — до 4 км. Размеры дна карьера на конечной глубине составляют: ширина — не менее 20 м, длина — не менее 50—100 м.

Откосы уступов нерабочих бортов карьера разделяются горизонтальными *транспортными* и *предохранительными площадками*, которые называют *бермами*.

Угол между линией, соединяющей верхний и нижний контуры карьера, и горизонтальной плоскостью называется *углом откоса борта карьера*. Угол откоса рабочего борта составляет 10—20°, иногда 23—27°, нерабочего борта — 25—45°. Угол откоса борта карьера является важным параметром, так как даже небольшое его изменение, в пределах 1—2°, приводит к существенному увеличению объема вскрышных работ.

8.3. Технология открытых горных работ

Горно-капитальные, вскрышные и добычные работы проводят в порядке, определенном принятой **технологией открытых горных работ**.

Технология определяет необходимые временные и пространственные соотношения между всеми видами горных работ, позволяющие обеспечить в каждый момент времени необходимый фронт вскрышных и добычных работ, производительную и безопасную работу технологического оборудования и в целом эксплуатацию месторождения.

Технология представляет собой совокупность взаимосвязанных основных и вспомогательных технологических процессов, способов и приемов производства горных работ.

К **основным технологическим процессам** относят подготовку пород к выемке; выемочно-погрузочные работы и перемещение, транспортирование горной массы; складирование, отвалообразование вскрышных пород и разгрузку или складирование полезного ископаемого; первичную переработку и обогащение полезного ископаемого, в том случае, если эти процессы выполняют на карьере.

К **вспомогательным процессам** относят проветривание карьера, водоотлив, передвижку железнодорожных путей, линий электроснабжения и связи, ремонт транспортных коммуникаций, доставку материалов и оборудования, оборку откосов уступов от зависших кусков породы и другие процессы, способствующие нормальному ведению горных работ.

8.4. Вскрытие и подготовка карьерного поля к выемке полезного ископаемого

Задачей вскрытия является установление транспортной связи между рабочими площадками уступов и земной поверхностью.

Основные горные выработки — капитальные и разрезные траншеи.

Капитальные траншеи — наклонные горные выработки, предназначенные для вскрытия рабочих горизонтов; эти выработки служат длительным сроком и используются для расположения в них транспортных коммуникаций.

Разрезные траншеи — горизонтальные горные выработки, предназначенные для создания фронта работ на уступах. Разрезные траншеи на рабочем горизонте карьера являются продолжением капитальных траншей, вскрывающих данный рабочий горизонт.

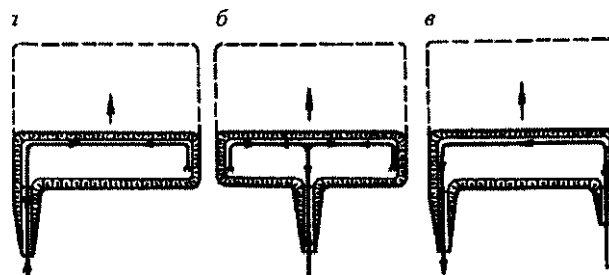
Карьерное поле вскрывают при помощи капитальных траншей и подготавливают его к разработке проведением разрезных траншей (рис. 8.6).



Рис. 8.6. Схемы заложения траншей :
а — капитальная траншея внешнего заложения; б, в — капитальные траншеи внутреннего заложения до и после проведения разрезной траншеи; 1 и 2 — капитальная и разрезная траншеи; 3 — конечный контур карьера

Рис. 8.7. Фронты работ и схемы заложения вскрывающих траншей:

а — тупиковый фронт с фланговым заложением траншей; б — тупиковый фронт с центральным заложением траншей; в — сквозной фронт с фланговым заложением траншей



Капитальные траншеи могут быть *внешними*, расположенными за пределами контура карьера на его бортах, и *внутренними*, находящимися внутри контура карьера. Внутренние траншеи обычно располагают на *нерабочих бортах карьера*.

Для сокращения продолжительности горно-капитальных работ на рабочих бортах карьера устраивают *временные внутренние траншеи*, которые в этом случае называют *скользящими съездами*.

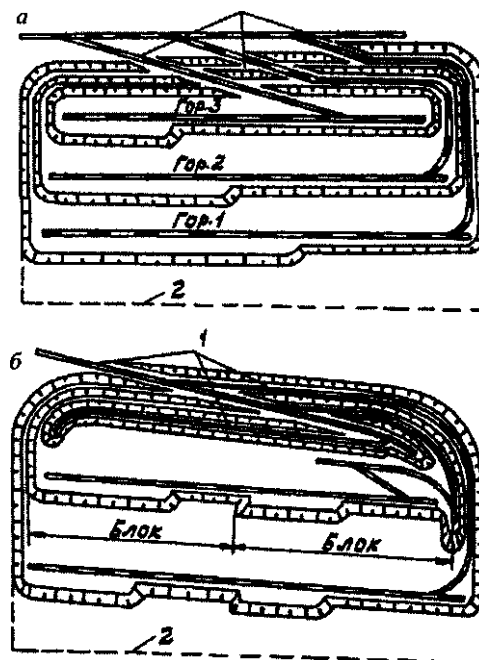
Относительно фронта работ уступов вскрывающие выработки могут иметь *центральное* или *фланговое заложение* (рис. 8.7). Движение транспорта при этом может быть *возвратное*, соответствующее тупиковому фронту работ, и *поточное*, соответствующее сквозному фронту работ.

Вскрытие карьерного **поля** осуществляют, главным образом, отдельными групповыми или общими капитальными траншеями. Применяют также бестраншейное вскрытие с экскаваторной перевалкой вскрышных пород и вскрытие подземными выработками: штольнями, наклонными и вертикальными стволами.

Вскрытие системой отдельных капитальных траншей внешнего или внутреннего заложения применяют при разработке неглубоких горизонтальных и пологих месторождений и целесообразности рассредоточения грузопотоков (рис. 8.8, а). При числе уступов до трех используют внешние траншеи, при большем числе уступов — внутренние траншеи.

Вскрытие системой групповых капитальных траншей применяют при разработке глубоких горизонтальных и пологих месторождений большой мощности.

Рис. 8.8. Схемы вскрытия отдельными (а) и общей (б) капитальными траншеями: 1 — траншеи; 2 — граница карьера



В этом случае общее число уступов (4—6) делят на группы по 2—3 уступа, каждую из которых вскрывают одной внешней или внутренней траншеей. Обычно одна часть групповых траншей обслуживает *вскрышные уступы*, а вторая часть — *добычные уступы*, чем создается рассредоточение вскрышных и добычных грузопотоков.

Вскрытие всех уступов карьера *одной общей капитальной траншеей* внешнего заложения применяют при двух-трех вскрываемых уступах и отсутствии необходимости рассредоточения грузопотоков.

При большей глубине карьера, при 4—8 уступах, вскрытие идет капитальными траншеями *внутреннего заложения* (рис. 8.8, б) или *смешанного заложения*, когда верхние 2—3 уступа вскрывают траншеями внешнего заложения.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений, залегающих на небольшой глубине и имеющих значительные размеры по площади простирания, применяют **вскрытие комбинированными способами**, включающими в себя *бестраншейное вскрытие* верхних уступов с *перевалкой вскрышных пород* в выработанное пространство и *вскрытие* добычных горизонтов с применением капитальных траншей.

При разработке наклонных и крутых месторождений глубинного типа применяют вскрытие *системой общих или групповых капитальных траншей* и в отдельных случаях — *вскрытие подземными выработками*.

При проведении траншей выемку горных пород в зависимости от физико-технических свойств производят обычно экскаваторами *без предварительного рыхления* или с *предварительным рыхлением* буровзрывным способом.

Применяют два основных способа проведения траншей: бестранспортный и транспортный.

Бестранспортный способ (рис. 8.9, а) заключается в выемке породы и размещении ее на бортах проводимой траншеи непосредственно выемочным оборудованием: драглайнами или мехлопатами. Этот способ применяют при

достаточной устойчивости бортов, позволяющей использовать их для размещения горной массы.

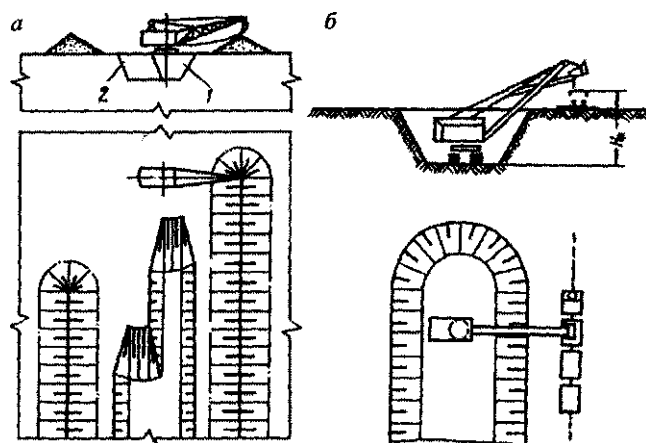


Рис. 8.9. Бестранспортный способ проведения траншей драглайном (а) и транспортный способ с верхней погрузкой горной массы в железнодорожные вагоны (0): 1 и 2 — первая и вторая заходки

При *транспортном способе* проведения траншей вынимаемую породу перемещают на значительные расстояния средствами железнодорожного, автомобильного и конвейерного транспорта.

Выемку породы и ее погрузку в транспортные средства осуществляют мехлопатами, драглайнами и многоковшовыми экскаваторами с применением нижней и верхней погрузки.

При проведении траншей с использованием железнодорожного транспорта и мехлопат обычно применяют верхнюю погрузку, т.е. железнодорожные пути размещают на борту траншеи (рис. 8.9, б).

При проведении траншей с использованием автотранспорта в большинстве случаев применяют *нижнюю погрузку*, при использовании роторных экскаваторов для транспортирования горной массы применяют ленточные конвейеры.

8.5. Подготовка горных пород к выемке

Подготовка горных пород к выемке заключается в изменении их естественного состояния с целью обеспечения эффективной разработки месторождения полезного ископаемого.

Подготовка включает в себя текущее осушение массивов пород и обеспечение устойчивости откосов уступов, предотвращение промерзания горных пород и их оттаивание; разупрочнение и разрушение — рыхление горных пород.

Предотвращение промерзания горных пород связано с тем, что при отрицательных температурах прочность мягких горных пород увеличивается в 2—4 раза, и разработка их механическими средствами без предварительного рыхления становится невозможной. В качестве профилактических мер используют вспашку, рыхление и боронование поверхностного слоя породы для снижения его теплопроводности, укрывают поверхность массива теплоизоляционными материалами, создают снеговой или искусственный воздушно-ледяной покров, устраивают специальные навесы и тепляки.

Оттаивание пород осуществляют паром, водой, глубинным или поверхностным электрическим подогревом и другими способами.

Разупрочнение и разрушение горных пород производят гидравлическим, взрывным и механическим способами.

Гидравлический способ рыхления основан на разрушении связей между частицами высокопористых горных пород — глинистых, песчано-глинистых и других, способных поглощать воду.

Для разрушения крепких горных пород и разупрочнения массивов мягких пород с включениями крепких пород на карьерах широко применяют *взрывной способ*. Этот способ осуществляют путем бурения скважин или образования другого вида полостей в горных породах, размещения в них и взрывания зарядов взрывчатого вещества (рис. 8.10).

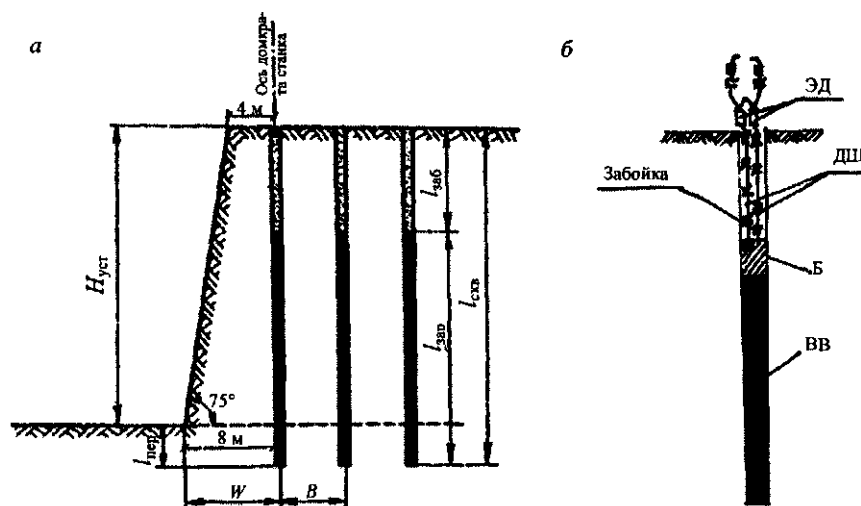


Рис. 8.10. Схема расположения взрывных скважин на уступе карьера (а) и конструкция скважинного заряда (б):

ЭД — электродетонатор; ДШ — детонирующий шнур; Б — боевик; ВВ — взрывчатое вещество; $H_{уст}$ — высота уступа; $l_{скв}$ — длина скважин; $l_{пер}$ — глубина перебура скважины; — длина заряда; $l_{мб}$ — длина забойки; W — линия сопротивления по подошве; B — расстояние между скважинами

При взрывном разрушении горных пород получают горную массу, состоящую из кусков близкой к заданной крупности.

Предельная крупность кусков, т.е. максимально допустимый размер $\mathcal{E}_k$ кусков взорванной породы ограничивается вместимостью Y_3 ковша экскаватора $< 0,75(K_3)^{1/3}$; вместимостью транспортного сосуда $\mathcal{E}_k < 0,5 (K_1)^{1/3}$; размером приемного отверстия дробильной установки или бункера $\mathcal{E}_k < 0,8/d$; шириной ленты конвейера $< 0,5B_k — 0,1$.

Куски взорванной породы, превышающие допустимый размер, называют негабаритными, и они подлежат вторичному дроблению (рис. 8.11).

Развал горной массы должен быть кучным, а ее объем достаточным для обеспечения бесперебойной работы погрузочных машин и транспортных средств.

Взорванную и отброшенную на некоторое расстояние горную массу отработывают одной или двумя заходками экскаватора.

При отработке одной заходкой допускаемые высота и ширина развала взорванной породы (рис. 8.12) определяются радиусом черпания $R_{ч.у}$ и радиусом разгрузки R_p экскаватора на уровне его стояния.

Ширину развала стремятся иметь такую, чтобы экскаватор мог убрать всю взорванную породу за один проход. Это возможно при условии, когда ширина развала:

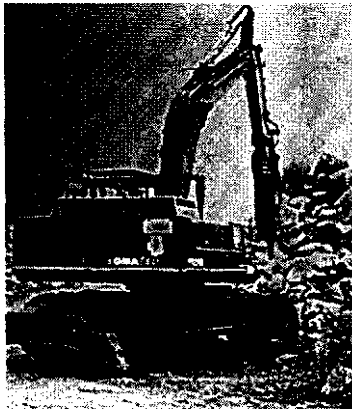


Рис. 8.11. Дробление негабаритов бутобоем

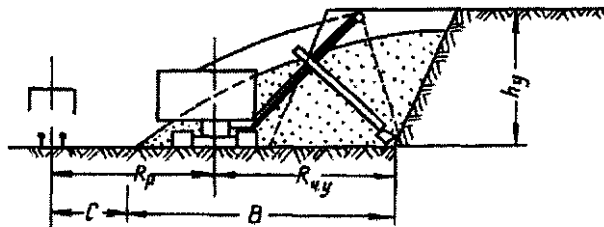


Рис. 8.12. Схема к определению размеров развала взорванной породы

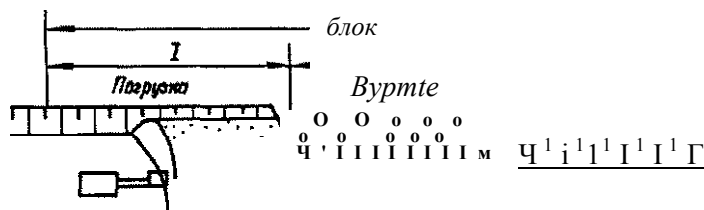


Рис. 8.13. Схема отработки блока

$$B < R_{uy} + R_p - C, \quad (8.1)$$

где C — расстояние по подошве уступа от нижней бровки развала до оси транспортного пути; обычно $C = 2,5$ – 3 м.

В пределах выемочного блока на одном участке ведут погрузку горной массы, на втором бурят скважины, третий участок находится в резерве (рис. 8.13).

Механическое рыхление — разрушение мягких горных пород — осуществляют экскаваторами, скреперами, погрузчиками и другими машинами.

8.6. Вскрышные работы

Характерной особенностью открытых горных работ является необходимость удаления горных пород, покрывающих или вмещающих месторождение полезного ископаемого.

Годовые объемы таких пород, называемых **вскрышными**, или **вскрышей**, могут во много раз превышать объемы добываемого полезного ископаемого.

Общее количество вскрышных пород, перемещаемых при разработке месторождения, зависит от принятых значений углов откосов карьера, при которых его боковые поверхности будут находиться в устойчивом состоянии.

Экономическая эффективность открытых горных работ, границы и предельная глубина карьеров в значительной мере определяются относительным объемом вскрыши, который характеризуется коэффициентом вскрыши.

Коэффициент вскрыши показывает, какое количество вскрышных пород необходимо переместить в границах карьера или за его пределы, для того чтобы добыть единицу количества полезного ископаемого. Единицы измерения коэффициентов вскрыши — т/т, $\text{м}^3/\text{м}^3$, $\text{м}^3/\text{т}$. Так, если коэффициент вскрыши равен $4 \text{ м}^3/\text{т}$, то это значит, что на 1 т добываемого полезного ископаемого приходится извлекать из массива 4 м^3 пустой породы.

Вскрышные породы можно перемещать из карьера на земную поверхность и укладывать во *внешние отвалы*, т.е. находящиеся за пределами контуров карьера, или размещать во *внутренние отвалы*, расположенные в выработанном пространстве в пределах контура карьера.

При разработке месторождений с перевозкой пустых пород во внешние отвалы коэффициент вскрыши может достигать исходя из условия экономичности горных работ $10 \text{ м}^3/\text{т}$, а при перевалке вскрышных пород из забоя непосредственно в отвал — $20 \text{ м}^3/\text{т}$ и более.

Для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство, во внутренние отвалы, по периметру карьера используют забойные, стационарные, передвижные и отвальные конвейеры в сочетании с загрузочными и разгрузочными установками, самоходными перегружателями и консольными отвалообразователями (рис. 8.14).

Для бестранспортной разработки вскрышных пород применяют ленточные отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты (рис. 8.15).

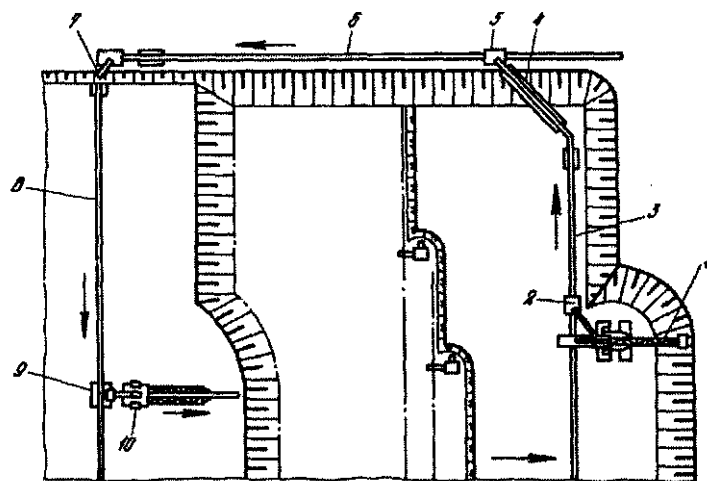


Рис. 8.14. Схема перемещения вскрышных пород во внутренний отвал:

1 — экскаватор; 2, 5 — загрузочные установки; 3, 4, 6, 8 — конвейеры; 7 — перегружатель; 9 — разгрузочная установка; 10 — отвалообразователь

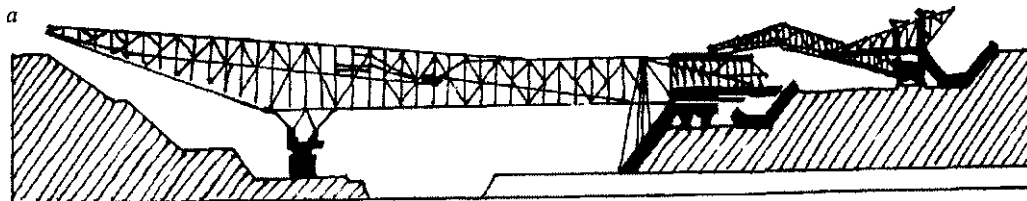
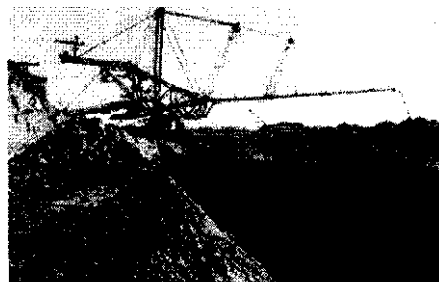
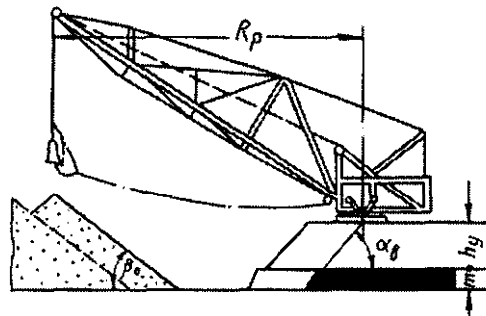


Рис. 8.15. Транспортно-отвальный мост общей длиной до 675 м (а) и отвалообразователь для бестранспортной разработки (б)

Для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство применяют также мощные *драглайны*, которые устанавливают на кровле вскрышного уступа или на промежуточном горизонте (рис. 8.16).



Применение многоковшовых экскаваторов, конвейерного транспорта и консольных отвалообразователей позволяет полностью автоматизировать процессы вскрышных работ. Отрицательное влияние на работу вскрышных комплексов оказывают налипаемость и намерзаемость влажных глинистых пород на рабочие поверхности горных машин.



Удельные затраты по отдельным производственным процессам при ведении вскрышных работ с перемещением пород за пределы карьера (по проф. В.С. Хохрякову) приведены в табл. 8.2.

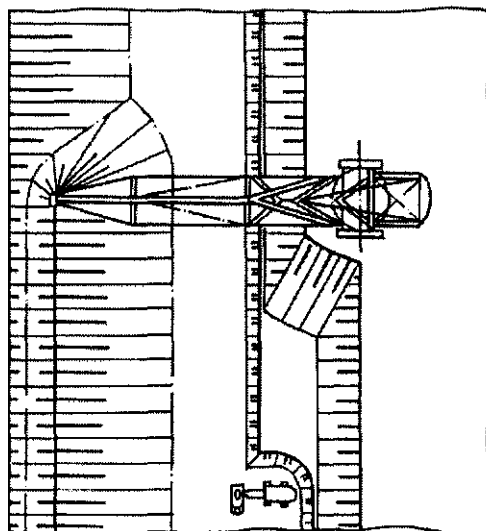


Рис. 8.16. Схема перевалки вскрыши во внутренний отвал драглайном

Таблица 7.17

Удельные затраты на вскрышных работах

Горные породы	Доля затрат по процессам, %				
	Буровзрывные работы	Выемка и погрузка породы	Содержание забойных путей	Перемещение горной массы	Отвалообразование
Мягкие	0	18—20	12—16	40—50	18—22
Средней крепости	13—18	16—23	10—12	38—45	15—18
Крепкие	18—28	20—25	8—10	35—40	6—15

8.7. Выемочно-погрузочные работы в карьере

К *выемочно-погрузочным работам* относятся извлечение горных пород непосредственно из массива и горной массы из навала, погрузка их в транспортные средства или перемещение в отвал.

Выемку мягких и сыпучих пород обычно производят непосредственно из массива, выемку разрушенных пород — из развала. Выемку и погрузку горной массы осуществляют одной машиной.

В качестве выемочно-погрузочного оборудования на карьерах применяют *машины циклического действия*: одноковшовые экскаваторы, погрузчики, колесные скреперы, а также *непрерывного действия*: многоковшовые, или многочерпаковые цепные экскаваторы и роторные экскаваторы.

Погрузку горной массы производят в автосамосвалы, железнодорожные вагоны и на ленточные конвейеры (рис. 8.17, 8.18).

Выемочно-погрузочные работы выполняют в забоях (рис. 8.19). *Забой* представляет собой торец, откос или площадку уступа.

При выемке горных пород *мехлопатов* различают тупиковый, торцевой и фронтальный забои (рис. 8.20). Наибольшее распространение получили тупиковые и торцевые забои.

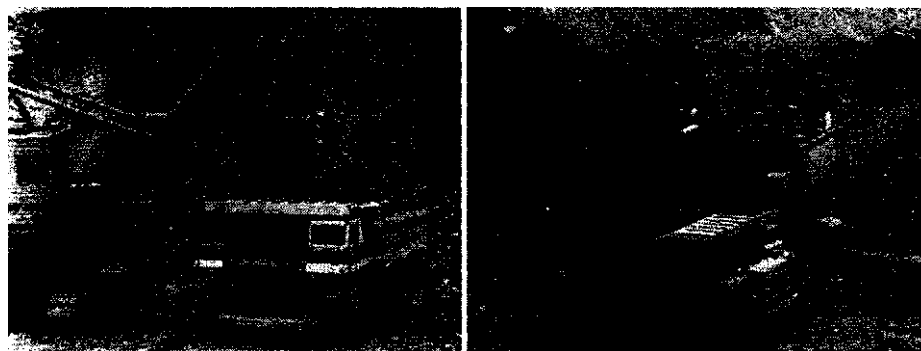


Рис. 8.17. Выемка и погрузка руды и угля карьерными экскаваторами в автосамосвалы

Рис. 8.18. Выемка и погрузка горной массы в железнодорожные вагоны карьерными (а) и роторными (б) экскаваторами

Рис. 8.19. Выемка пород в забое роторным экскаватором

Тупиковый забой применяют при проведении траншей (поэтому его называют также *траншейным*) в основном с использованием автомобильного транспорта. В случае проведения траншей с применением железнодорожного транспорта экскаватор работает с верхней погрузкой. *Торцевой забой* позволяет работать с максимальной производительностью экскаватора, что связано с его наиболее удобным расположением относительно транспортных средств.



Разработку пород *торцевыми* и *тупиковыми* забоями ведут также с применением *драглайнов* (рис. 8.21). Драглайны размещают обычно на кровле уступа и чаще всего применяют для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. В зависимости от расположения забоя относительно горизонта стояния выемочно-погрузочной машины выемку различают с верхним, нижним и смешанным черпанием; аналогично этому различают нижнюю, верхнюю и смешанную погрузку горной массы в транспортные средства (рис. 8.22).

Высота уступа h_y при разработке мягких горных пород не должна превышать максимальной высоты черпания $H_{ч_{\text{выс}}}$ экскаватора, т.е. $h_y < H_{ч_{\text{макс}}}$. Максимальная высота уступа должна обеспечивать наполнение ковша экскаватора за одно черпание.

Рис. 8.20. Типы забоев, разрабатываемых мехлопатами:
а — тупиковый; *б* — торцевой; *в* — фронтальный

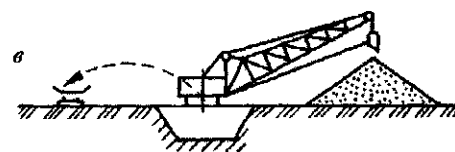
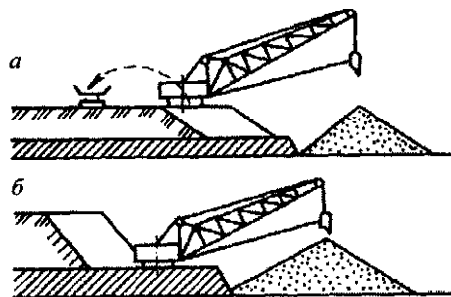


Рис. 8.21. Схемы работы драглайна:
а, б — торцевым забоем при расположении драглайна на верхней и нижней площадках; *в* — тупиковым забоем при расположении драглайна на верхней площадке

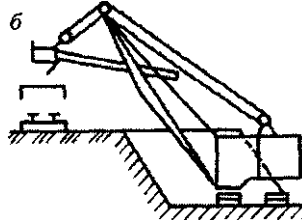
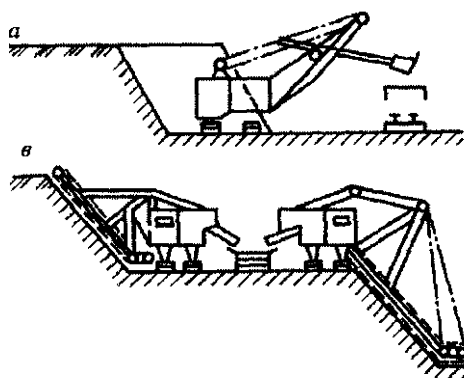


Рис. 8.22. Схемы работы экскаваторов:
а — с верхним черпанием и нижней погрузкой; *б* — с верхним черпанием и верхней погрузкой; *в* — с верхним и нижним черпанием и с верхней и нижней погрузкой

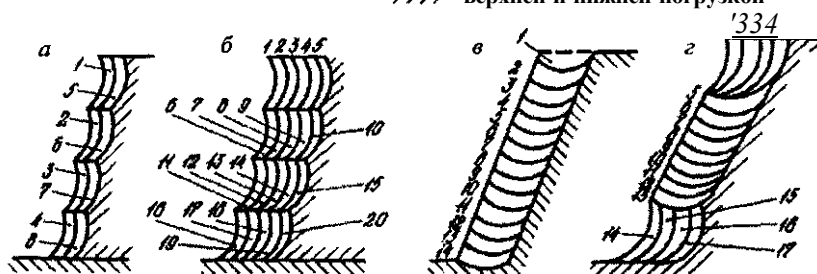


Рис. 8.23. Схема выемки породы роторными экскаваторами:
а — вертикальными однорядными стружками; *б* — вертикальными многорядными стружками; *в* — горизонтальными стружками; *г* — комбинацией вертикальных и горизонтальных стружек; 1—20 — очередность снятия стружек

Роторные экскаваторы разрабатывают уступы в основном *торцевым забоем*, в этом случае экскаватор стоит на месте, а стрела с ротором поворачивается относительно оси экскаватора на угол, равный $90—135^\circ$. Роторными экскаваторами вынимают горную массу вертикальными и горизонтальными *стружками* (рис. 8.23). При экскавации устойчивых пород применяют вертикальные стружки, при рыхлых и сыпучих породах — горизонтальные. Толщина срезаемой стружки зависит от мощности экскаватора, свойств пород и колеблется в пределах $0,3—0,8$ м.

Многоковшовые цепные экскаваторы с механизмом передвижения по рельсовому пути разрабатывают уступы *фронтальными забоями*. Выемку горной массы при этом производят параллельными и веерными стружками. Стружки образуются при движении ковшей по откосу уступа и перемещении экскаватора вдоль уступа с заданной скоростью. Скорость передвижения современных цепных экскаваторов при выемке породы составляет $4—12$ м/мин.

Максимальная толщина стружки, снимаемая ковшами вместимостью $400—3150$ л, составляет $50—100$ см.

Высота забоя многоковшовых цепных экскаваторов — $5—40$ м. Угол наклона рамы $< 45^\circ$.

Производительность многоковшовых экскаваторов — до $12\,000$ м³/ч.

К наиболее трудоемким вспомогательным работам при выемке и погрузке горной массы относят очистку ковшей и ходовой части экскаваторов от налипающей и намерзающей породы, уборку просыпающейся при погрузке горной массы, планировку трассы экскаваторов, подавление пыли в экскаваторных забоях и др.

При применении одноковшовых экскаваторов трудоемкость вспомогательных работ составляет $20—30$ % общей трудоемкости выемочно-погрузочных работ.

8.8. Грузопотоки и транспортное обеспечение грузоперевозок

Трудоемкость грузоперевозок на карьерах весьма высокая и составляет с учетом вспомогательных работ $45—50$ %, а в отдельных случаях до $65—70$ % общих затрат на добычу полезного ископаемого.

К *особенностям карьерных грузоперевозок* относят значительный объем и одностороннюю направленность перемещения карьерных грузов, периодическую передвижку транспортных коммуникаций в связи с непрерывным изменением положения забоев, движение в грузовом направлении, как правило, с преодолением значительных подъемов.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется **грузооборотом карьера**, представляющим собой количество грузов в кубометрах или тоннах, перевозимых в единицу времени: час, смену и др.

Грузооборот карьера определяет масштаб горных работ и складывается из объемов перевозок вскрыши, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов. Основной объем в грузообороте обычно составляет перевозка вскрыши.

Часть грузооборота, характеризующаяся устойчивым во времени направлением перемещения грузов (вскрышных пород, полезного ископаемого), называется **грузопотоком**.

Грузопотоки обычно разделяют по видам перевозимых грузов — вскрыша и полезное ископаемое и пунктам назначения. Такие грузопотоки называют *рассредоточенными*. Грузопоток называют *сосредоточенным*, если все грузы в нем перемещают из карьера на земную поверхность в одном направлении по одним транспортным коммуникациям.

Для перевозки грузов применяют транспортные средства цикличного и непрерывного действия.

К *транспорту цикличного действия* относят железнодорожный и автомобильный; к *транспорту непрерывного действия* — конвейерный и гидравлический.

При железнодорожных и автомобильных перевозках карьерных грузов **продолжительность цикла** складывается из продолжительности погрузки, времени движения с грузом к пункту разгрузки, продолжительности разгрузки, времени движения к месту погрузки и пауз между операциями цикла.

При конвейерном и гидравлическом транспортировании такая цикличность отсутствует, эти операции выполняются одновременно.

К основным видам транспорта, обеспечивающим грузоперевозки при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, относят железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

Область применения каждого вида карьерного транспорта зависит от условий залегания разрабатываемых месторождений, физико-технических свойств перевозимых пород, дальности перевозок, объемов грузопотоков, технических возможностей транспортных средств: вместимости транспортных емкостей, максимальных преодолеваемых подъемов и минимальных радиусов поворотов.

Железнодорожный транспорт экономичен при перевозке грузов на карьерах глубиной до 200 м, с годовым грузооборотом от 25 млн т и более и дальностью перевозок на расстояния от 4 км и более.

К преимуществам железнодорожного транспорта относят сравнительно небольшой расход энергии и возможности применения любых типов локомотивов, достижения практически любой величины грузооборота, надежность работы в любых климатических условиях, кроме того затраты на 1т-км

перевозок в 4—6 раз меньше, чем при автомобильных перевозках и использовании конвейерного транспорта.

Вместе с тем для экономически эффективных железнодорожных перевозок карьерных грузов необходима протяженность фронта работ на уступах от 500—600 м. Минимальные радиусы кривых карьерных железнодорожных путей составляют 100—120 м, максимальные подъемы и уклоны путей в основном до 30‰.

Подготовка железнодорожных перевозок характеризуется значительными объемами горно-капитальных работ, существенными капитальными затратами. Высоки затраты на содержание транспортных коммуникаций и их эксплуатацию.

Для железнодорожных перевозок характерна более сложная в сравнении с другими видами транспорта система организации движения.

Дополнительные сложности появляются при транспортировании глинистых и других горных пород, склонных к налипанию и примерзанию к поверхностям транспортных емкостей.

Карьерные железнодорожные пути различают стационарные и временные.

К *стационарным* относят пути капитальных траншей и съездов, связывающие рабочие горизонты карьера с путями на земной поверхности; хозяйственные и откаточные пути карьера на земной поверхности; магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС.

Временными являются забойные и отвальные пути, периодически перемещаемые по мере подвигания фронта горных работ; пути, связывающие забойные и отвальные пути со стационарными в капитальных траншеях и на земной поверхности.

Ориентировочная схема карьерных железнодорожных путей показана на рис. 8.24.

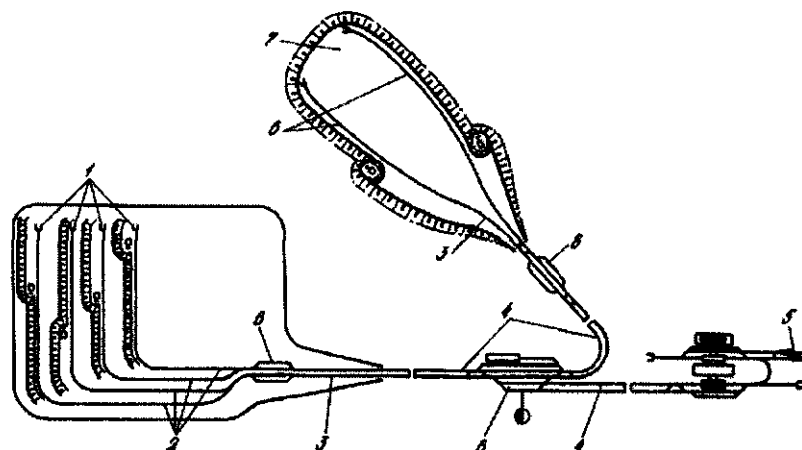


Рис. 8.24. Схема железнодорожных путей на карьере:

1 — забойные пути; 2 — соединительные пути; 3 — пути капитальных траншей и съездов; 4 — пути на земной поверхности; 5 — магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС; 6 — разьезды и станция; 7 — отвал; 8 — отвальные пути

Карьерные железнодорожные пути разделяют на отдельные участки, называемые перегонами, с помощью *разделительных пунктов*, к которым относят:

- посты и разъезды — разделительные пункты, предназначенные для регулирования движения поездов посредством их остановки или пропуска проходящих; посты обеспечивают выполнение правил безопасности, согласно которым на перегоне может находиться только один состав;
- станции — разделительные пункты, имеющие разветвленную сеть путей, сосредоточенных на определенной территории, и предназначенные для обгона поездов, приема и отправления грузов, формирования поездов и осуществления ремонтных действий.

В зависимости от числа транспортных выходов с уступа карьера движение поездов может быть организовано по маятниковой — *тупиковой схеме* с одним выходом и по поточной — *сквозной схеме* с двумя выходами.

Основные показатели грузоперевозок на карьере железнодорожным транспортом зависят от полезной массы поездов, пропускной способности пути и числа транспортных средств.

Полезную массу поезда $Q_{гр}$ определяют с учетом руководящего подъема ρ , сцепного веса локомотива $P_{сц}$, коэффициента сцепления ведущих колес с рельсами $K_{сч} = 0,18-0,34$, массы локомотива $Q_{л}$, удельного сопротивления движению $\sigma_0 = 20-30$ Н/т, массы породы в вагоне $q_{гр}$ и массы вагона q_T .

Сцепным весом локомотива называют часть его веса, приходящуюся на ведущие оси:

$$P_{сц} = P_{л} \cdot \frac{p}{n},$$

где $P_{л}$ — вес локомотива; p — число ведущих осей локомотива; n — общее число осей; обычно, у электровозов и тепловозов $n' = n$.

Полезную массу поезда с учетом указанных ранее параметров определяют по формуле

$$2G_P = \{P_{сц} D_{сц} 10^4 / (\rho_0 + 10/\rho) - Q_{л}\} q_{гр} (q_T + q^{\wedge}) = n_B q_{гр}, \quad (8.2)$$

где n_B — число вагонов в поезде.

Пропускная способность пути $N_{п}$ определяется числом поездов (составов), которое может быть пропущено по перегону в единицу времени:

$$N_{п} = \frac{T}{T + t_c} \cdot \frac{1}{\Gamma + t_c} \cdot \frac{1}{\langle n \rangle}, \quad (8.3)$$

где T — интервал времени, за который определяют пропускную способность перегона; в сутки $T = 22$ ч, в смену $\Gamma = 7-7,5$ ч; t — продолжительность движения состава по перегону, мин; t_c — интервал времени, требующийся для связи между разделительными пунктами: постами, разъездами и станциями; при автоматической связи $t_c = 0$, при телефонной связи $t_c = 3-4$ мин и более; $\langle n \rangle$ — число путей на перегоне.

Западноевропейский концерн «Либхерр» по номенклатуре и объемам производства является крупнейшим в Европе и четвертым в мире производителем строительного и горного оборудования. Концерн объединяет более 100 предприятий «Либхерр» по всему миру, 48 из которых являются заводами-изготовителями и расположены в Западной Европе (преимущественно в Германии, Австрии, Швейцарии и Франции). Каждый из заводов специализируется на производстве какого-либо одного вида продукции.

В горной промышленности по всему миру наиболее широкое признание получила следующая продукция концерна «Либхерр»:

- гусеничные гидроэкскаваторы с объемом ковша от 0,5 до 36,0 м³ (с рабочей массой от 11 до 680 т);
- колесные гидроэкскаваторы с объемом ковша обратной лопаты от 0,5 до 1,5 м³ (с рабочей массой от 11 до 25 т);
- карьерные самосвалы грузоподъемностью от 180 до 360 т;
- гусеничные бульдозеры с мощностью двигателя от 77 до 310 кВт (с рабочей массой от 13 до 50 т);
- колесные ковшовые фронтальные погрузчики с объемом ковша от 0,5 до 5,5 м³ (с рабочей массой от 5 до 30 т);
- гусеничные ковшовые фронтальные погрузчики с объемом ковша от 1,6 до 2,4 м³ (с рабочей массой от 17 до 23 т);
- самоходные колесные краны для шоссе и бездорожья с телескопической стрелой грузоподъемностью от 35 до 800 т;
- самоходные гусеничные краны грузоподъемностью от 80 до 1200 т;
- драглайны с мощностью двигателя от 270 до 670 кВт (с рабочей массой от 54 до 170 т).

Из прочих видов продукции «Либхерр» мировое признание имеют башенные краны, бетономесительные установки, перевалочные машины, буровые и сваебойные машины, зуборезные станки, портовые и судовые краны, телескопические погрузчики, комплектующие для самолетов и скоростных поездов.

Высокий уровень качества продукции «Либхерр» достигается, с одной стороны, локализацией производства в Западной Европе и большой долей комплектующих собственного производства, которая на отдельных машинах достигает 75—80 %. К комплектующим собственного производства «Либхерр» относятся дизельные двигатели, гидронасосы, гидро-

моторы, гидроцилиндры, редукторы, поворотные круги экскаваторов, компоненты электроники.

С другой стороны, высокий уровень качества техники «Либхерр» обеспечивается за счет применения самых передовых и новаторских технологий, а также за счет оригинальных конструктивных решений. Например, «Либхерр» является единственным в мире изготовителем, который производит все модели гусеничных бульдозеров и колесных погрузчиков только с гидрообъемной трансмиссией, т.е. с гидростатическим приводом трансмиссии — без гидротрансформатора и без коробки передач, что повышает КПД использования мощности двигателя (при меньшей мощности двигателя обеспечивается более высокое тяговое усилие и меньше расход топлива).

Гусеничные гидроэкскаваторы ЛИБХЕРР (LIEBHERR)

В 1954 году фирма «Либхерр» одна из первых в мире начала серийное производство гидроэкскаваторов. Сегодня мировой экскаваторный парк более чем на 60 % состоит из гидравлических экскаваторов. Современная производственная программа гусеничных гидроэкскаваторов Либхерр включает в себя 15 базовых моделей, из которых 8 указанных ниже по своему типоразмеру предназначены для горной промышленности.

Таблица 1

Модель		Рабочая масса, т	Мощность двигателя, кВт	Объем ковша, м ³
Старое обозначение	Новое обозначение			
R 954	R 954 C	50	240	3,0
R 964	R 964 C	68	320	4,0
R 974	R 974 C	85	400	5,0
R 984	R 984 C	123	504	7,0
R 994	R 9250	230	937	13,0
R 994 B	R 9350	310	1120	18,0
R 995	R 995	450	1600	26,0
R 996	R 996	680	2 x 2240	36,0

Все модели, начиная с R 964 и выше, производятся в двух версиях: прямая и обратная лопата. Некоторые модели могут выпускаться не только в дизель-гидравлической, но и в электрогидравлической версиях, когда вместо дизельного двигателя устанавливается электродвигатель.

Отличительные особенности экскаваторов Либхерр:

- массивная ходовая тележка (до 40 % общей массы экскаватора);

Информация для специалистов

- большое количество цельнолитых элементов увеличенного размера в силовых металлоконструкциях;
- специальная термообработка (отпуск) силовых металлоконструкций для снятия остаточных напряжений после сварки;
- электронно-гидравлическое управление;
- более полное использование мощности двигателя (больше суммарная мощность гидросистемы на единицу мощности двигателя);
- надежность и оптимальная согласованность компонентов благодаря большой доле комплектующих собственного производства;
- возможность специсполнения для низкотемпературной эксплуатации при температурах от +40 до -40 °С.

Принципиальное отличие гидравлических экскаваторов от канатных заключается в следующих аспектах:

- меньше рабочая масса экскаватора на единицу объема ковша (следовательно, меньше расход энергии для перемещения собственной массы);
- меньше радиус и высота черпания (необходимость работы меньшими уступами);
- значительно выше усилия резания и усилия отрыва на зубьях ковша;
- выше скорость рабочего цикла и, следовательно, выше производительность экскавации;
- выше мобильность, особенно дизель-гидравлических версий, что упрощает и повышает скорость эвакуации экскаватора при производстве взрывных работ.

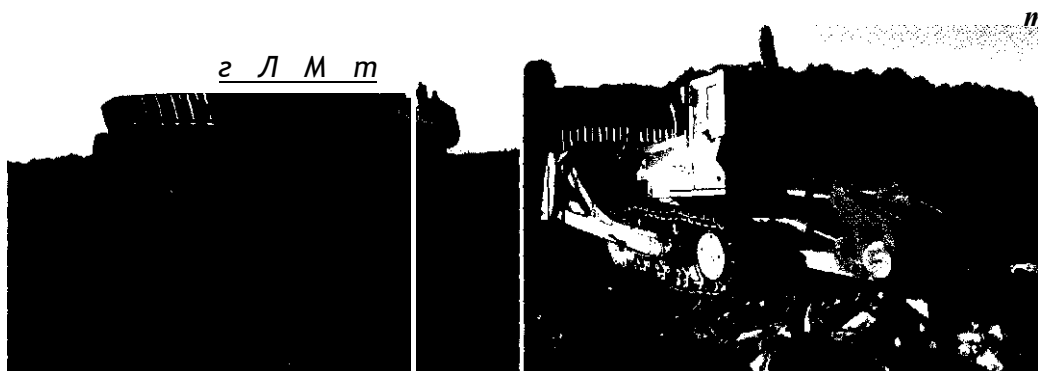
Опыт эксплуатации горных экскаваторов Либхерр в России (в Ленинградской, Архангельской, Кемеровской областях, в Красноярском крае и Якутии) доказал их высокую надежность и высокую производительность.

При круглосуточной работе за вычетом выходных и праздничных дней, остановок на ремонты и на сервисное обслуживание работающие в России гидроэкскаваторы Либхерр обеспечивали коэффициент технической готовности около 75 %, наработывая при этом в год по 6000—6500 моточасов. Средняя производительность гидроэкскаваторов Либхерр составляет:

- R 984 (ковш 7,0 м³) — 200 тыс. м³/мес;
- R 994 (ковш 10,0—13,0 м³) — 400 тыс. м³/мес;
- R 994 В (ковш 15,0—18,0 м³) — 600 тыс. м³/мес.

Информация для специалистов

Гусеничные бульдозеры ЛИБХЕРР (LIEBHERR)

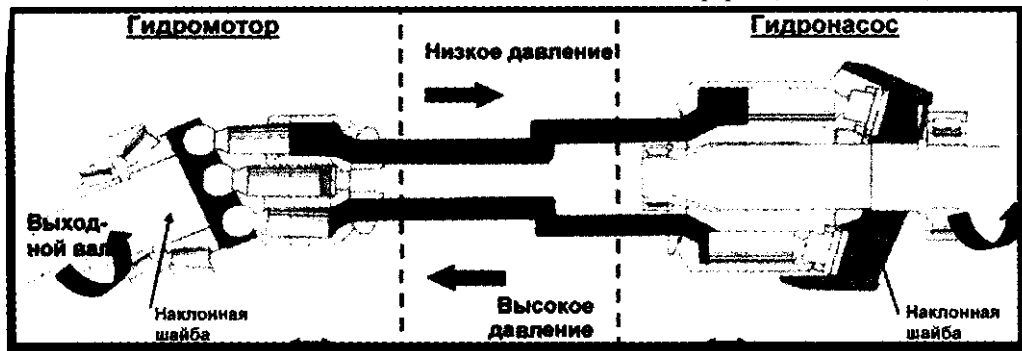


Все модели гусеничных бульдозеров Либхерр производятся только с гидрообъемной трансмиссией, т.е. с гидростатическим приводом трансмиссии — без гидротрансформатора и без коробки передач, что повышает КПД использования мощности двигателя (при меньшей мощности двигателя обеспечивается более высокое тяговое усилие и меньше расход топлива).

Опыт «Либхерр» в серийном производстве гусеничных бульдозеров с гидростатическим приводом насчитывает уже более 35 лет, в то время как большинство мировых производителей только 7 лет назад начали оснащать гидростатическим приводом отдельные модели бульдозеров малой рабочей массы (до 12—15 т).

Схематично конструкцию гидростатического привода можно описать следующим образом: дизельный двигатель через раздаточную коробку постоянно вращает два гидронасоса (по одному для отдельного привода каждой гусеницы), каждый из гидронасосов отдельным замкнутым гидроконтуром соединен с одним из двух гидромоторов, которые установлены в редукторах ведущих звездочек. Соответственно правый гидронасос и правый гидромотор, работая в отдельном замкнутом гидроконтуре, обеспечивают независимый привод правой гусеницы, левый насос и левый гидромотор обеспечивают независимый привод левой гусеницы.

Дизельный двигатель работает с постоянным числом оборотов, и все регулировки скорости движения и тягового усилия осуществляются только на уровне гидравлики. Так как все гидронасосы и гидромоторы являются аксиально-поршневыми регулируемые реверсивными, то регулировка скорости и тягового усилия от нуля до максимума осуществляется бесступенчато и точно дозировано с одинаковой скоростью как вперед, так и назад.



За счет бесступенчатого увеличения в одну сторону угла наклона регулировочных блоков гидронасосов увеличивается объем подачи насосов, а следовательно, скорость вращения гидромоторов, что повышает скорость движения бульдозера.

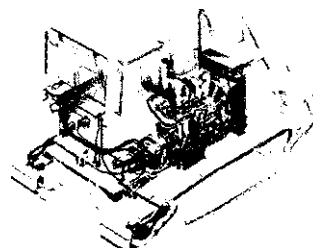
При установке регулировочных блоков гидронасосов в нулевое положение гидронасосы продолжают вращаться с постоянной скоростью, но уже с нулевой подачей, т.е. через них не прокачивается гидромасло. Соответственно циркуляция масла в замкнутых гидроконтурах прекращается, что останавливает вращение гидромоторов, обеспечивая динамическое торможение и остановку бульдозера без использования фрикционных тормозов.

При наклоне регулировочных блоков гидронасосов в противоположную сторону гидронасосы обеспечивают реверсивную подачу, обеспечивая реверсивное вращение гидромоторов, т.е. реверсивное движение бульдозера.

Гидростатическая трансмиссия обладает следующими преимуществами относительно гидромеханической трансмиссии.

- Простота конструкции (двигатель, раздаточная коробка гидронасосов, 2 гидронасоса, 2 гидромотора, 2 бортовых редуктора, отсутствуют гидротрансформатор, коробка передач, фрикционные муфты поворота, рабочие фрикционные тормоза).

- Простота управления и точность маневрирования (нет никаких педалей, одним джойстиком пропорционального действия управляются все функции хода: при наклоне джойстика вперед бульдозер движется вперед, при наклоне назад бульдозер движется назад, джойстик вправо — бульдозер поворачивает вправо, джойстик влево — бульдозер



Информация для специалистов

поворачивает влево. Больше угол наклона джойстика — больше скорость бульдозера, меньше угол — меньше скорость движения. Джойстик вертикально — бульдозер останавливается. Джойстик до упора вправо или влево — включается встречное вращение гусениц и бульдозер разворачивается точно на месте и без дрейфования).

- Высокий КПД тягового усилия (у любого бульдозера любого мирового производителя максимально развиваемое тяговое усилие больше, чем вес самого бульдозера, при этом, как только тяговое усилие превышает 80 % веса бульдозера, начинается пробуксовка гусениц. При движении с максимальной нагрузкой, т.е. при полном отвале или при максимальной глубине рыхления, на бульдозерах с традиционной гидромеханической трансмиссией при включении самой низшей передачи регулировка тягового усилия возможна только через регулирование оборотов дизельного двигателя, т.е. педалью газа. Это создает следующую проблему: если бульдозеру не хватает тягового усилия, то машинист для увеличения тяги сильнее нажимает на педаль газа, тяга возрастает, но возрастает и скорость движения, при этом гусеницы срываются в пробуксовку. Если машинист ослабляет нажатие на педаль газа или использует педаль понижения оборотов дизельного двигателя, скорость бульдозера уменьшается, но уменьшается и тяговое усилие гусениц. Как следствие, машинист должен снизить нагрузку, либо частично опорожнив отвал, либо частично уменьшив глубину рыхления. Для гидростатической трансмиссии подобной проблемы не существует: дизельный двигатель работает с постоянными номинальными оборотами, обеспечивая постоянно максимальную мощность привода гидронасосов. За счет бесступенчатого регулирования скорости движения и тягового усилия одним джойстиком машинист может очень точно дозировать скорость движения без потери тягового усилия, обеспечивая работу бульдозера точно на грани пробуксовки, но с достаточным сцеплением, т.е. с максимальным КПД).

- Непрерывная передача тягового усилия на обе гусеницы (при совершении поворотов у бульдозеров с гидростатическим приводом происходит только замедление скорости одной из гусениц, при этом тяговое усилие обеих гусениц остается непрерывным и постоянным, что обеспечивает возможность работы бульдозера с полной нагрузкой даже при совершении поворота. На бульдозерах с обычным типом гидромеханического привода при поворотах происходит прерывание тяги на одной из гусениц или ее притормаживание, что не позволяет работать с полным отвалом в поворотах).

- Надежность конструкции (работа дизельного двигателя с постоянными оборотами увеличивает моторесурс двигателя. При возрастании нагрузки гидросистемы до мощности двигателя автоматически бесступенчато уменьшается объем подачи гидронасосов, снижая нагрузку на двигатель и скорость движения бульдозера, но увеличивая его тяговое усилие. Это регулирование происходит без участия машиниста, исключая ошибки управления и перегрузку двигателя).

- Комфорт машиниста и удобство сервиса (простое и точное управление всеми функциями хода бульдозера с помощью одного джойстика, автоматическое регулирование соотношения скорость — тяговое усилие существенно облегчают работу машиниста. Отсутствие механической связи между двигателем и бортовыми редукторами предоставляет большие возможности варьирования компоновки агрегатов для экстремального снижения центра тяжести и увеличения дорожного просвета бульдозера, что в сочетании с возможностью разворота на месте повышает комфорт и безопасность работы машиниста. Модульная компоновка агрегатов обеспечивает оптимальное удобство доступа для сервиса).

Флагманом производственной программы гусеничных бульдозеров Либхерр является модель PR 764 (мощность двигателя 310 кВт, рабочая масса с рыхлителем 50 т, объем стандартного отвала 14 м³, максимальное тяговое усилие 610 кН при скорости движения 1,5 км/ч, скорость движения от 0 до 11 км/ч вперед и назад регулируется бесступенчато). Это самый большой в мире бульдозер с гидростатическим приводом.

Колесные фронтальные погрузчики ЛИБХЕРР (LIEBHERR)

Колесные погрузчики Либхерр выпускаются только с гидростатическим приводом, серийное производство начато в 1972 году.



Современная производственная программа колесных погрузчиков Либхерр включает в себя 14 базовых моделей с объемом ковша от 0,5 до 5,5 м³ и рабочей массой от 5 до 31 т. Из них пять указанных ниже по своему типоразмеру пригодны для использования в горной промышленности.

Таблица 2

Модель	Рабочая масса, т	Мощность двигателя, кВт	Опрокидывающая нагрузка, т	Объем ковша, м ³
L 556	17,2	140	13,140	3,5
L 566	22,8	190	15,480	4,0
L 576	23,8	200	16,600	4,5
L 580	24,6	200	18,080	5,0
L 586	31,3	250	20,430	5,5

В отличие от бульдозеров конструкция гидростатического привода колесных погрузчиков Либхерр включает в себя коробку передач, так как диапазон скорости движения колесных погрузчиков Либхерр (до 40 км/ч) значительно больше, чем диапазон скорости гусеничных бульдозеров (0—11 км/ч). Однако в трансмиссии Либхерр нет гидротрансформатора и нет механической связи между двигателем и коробкой передач, передача крутящего момента на коробку передач осуществляется через замкнутый регулируемый реверсивный гидроконтур: гидронасос — гидромотор.

Кроме гидростатической трансмиссии колесные погрузчики Либхерр отличаются особой революционной продольной компоновкой дизельного двигателя Либхерр, когда маховик с гидронасосами обращены назад, к корме, а блок радиаторов вместо кормы размещен в центре погрузчика за кабиной. При таком смещении центра тяжести назад за заднюю ось повышается полезная грузоподъемность, т.е. объем ковша, без увеличения собственной массы погрузчика.

Гидростатический привод и особая компоновка дизельного двигателя колесных погрузчиков Либхерр обеспечивают снижение расхода топлива на 25—47 % при сравнении с погрузчиками с таким же объемом ковша, но с традиционной гидромеханической трансмиссией.

Представительство концерна «Либхерр» в России, компания «Либхерр-Русланд», располагается по адресу: г. Москва, ул. 1-я Бородинская, д. 5.

Провозную способность перегона M , представляющую собой количество груза, которое может быть перевезено по этому перегону в единицу времени, определяют из выражения

$$M = N n t_{\text{фр}} / K_{\text{рез}}, \quad (8.4)$$

где $K_{\text{рез}} = 1,2 \text{--} 1,25$ — коэффициент резерва провозной способности.

Число рейсов N_p всех локомотивосоставов в сутки, обеспечивающее суточный грузооборот W_c карьера, находят по формуле

$$N_p = K_p \cdot W_c / (t_p \cdot \eta), \quad (8.5)$$

Общее число рабочих локомотивосоставов на карьере:

$$N_c = K_p \cdot W_c \cdot t_p / (n_{\text{в}} q_p), \quad (8.6)$$

где t_p — продолжительность рейса локомотивосостава, $t_p = t_n + t_{\text{раз}} + t_a + t_{\text{ож}}$, здесь t_n — продолжительность погрузки, $t_{\text{раз}}$ — продолжительность разгрузки, $t_{\text{ож}}$ — продолжительность простоя состава в ожидании погрузки или разгрузки, t_d — продолжительность движения состава, $t_a = t_{\text{ав}} + t_{\text{дст}}$, здесь $t_{\text{ав}}$ — продолжительность движения состава по временным путям на рабочих площадках уступов со скоростью 15—20 км/ч и $t_{\text{дст}}$ — продолжительность движения по стационарным путям со скоростью 35—40 км/ч.

Автотранспорт широко применяют для перевозки горных пород и угля на карьерах и разрезах. Ведущие мировые фирмы (БелАЗ, Komatsu, Caterpillar, Euclid, Unit Rig, Kress, Liebherr) выпускают автосамосвалы грузоподъемностью от 30 до 200 т и более.

Автосамосвалы грузоподъемностью 30—70 т применяют в основном на карьерах со средним годовым грузооборотом до 20 млн т при расстояниях перевозок до 5 км.

На карьерах с годовым грузооборотом 25—60 млн т и более экономически эффективно использование автосамосвалов грузоподъемностью 75—180 т и более.

Для угольных разрезов выпускают углевозы грузоподъемностью 200, 218, 245 т и более.

К достоинствам автотранспорта относят его более высокую маневренность в сравнении с железнодорожным транспортом, больший допустимый подъем автомобильных дорог — 80—100 ‰, меньший радиус кривых — 15—25 м. При автотранспорте уменьшается объем горно-капитальных работ и капитальные затраты.

Недостатки автомобильного транспорта — снижение эффективности при увеличении дальности перевозок более 5 км, зависимость от климатических условий и состояния автодорог, высокая интенсивность движения и загазованность атмосферы карьеров, большие эксплуатационные затраты, более высокие, чем при железнодорожном транспорте затраты на перевозку 1 т горной массы.

НУЦЦД



Рис. 8.25. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам:
a — сквозной подъезд; *б* — подъезд с петлевым разворотом; *в* — подъезд с тупиковым разворотом

Эффективность применения автотранспорта на карьерах зависит от оптимального сочетания рабочих параметров экскаватора и автосамосвалов, а также от схемы подъезда автосамосвала к забою и установки его под погрузку у экскаватора.

Рациональным принято следующее соотношение между вместимостью кузова автосамосвала F_a и вместимостью ковша экскаватора V_3 :

$$V/V_3 = 4-10.$$

Схемы подъезда автосамосвала к экскаватору под погрузку бывают сквозными, с петлевым или с тупиковым разворотами (рис. 8.25)

Наиболее рациональным является **сквозной подъезд**, при котором автосамосвалы, двигаясь по магистральным траншейным дорогам, съезжают на забойные и после загрузки продолжают движение в том же направлении; использование этой схемы возможно при наличии двух выездов с рабочего горизонта.

При одном выезде с рабочего горизонта применяют подъезд с **петлевым разворотом**, который не требует сложных маневров.

Подъезд с **тупиковым разворотом** используют обычно при проведении траншей, ограниченное пространство которых не позволяет осуществлять петлевой разворот.

Грузооборот карьера связан с пропускной и провозной способностью автомобильных дорог.

Пропускную способность дорог определяют возможным числом автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок дороги в единицу времени. При однополосном движении автосамосвалов в одном направлении (рис. 8.26) пропускную способность автодороги определяют по формуле

$$N = \frac{v \cdot K_{нд}}{L_6} \quad (8.7)$$

где v — скорость движения автосамосвала, км/ч; $K_{нд} = 0,5-0,8$ — коэффициент неравномерности движения; $L_6 > 50$ м — безопасное расстояние между движущимися друг за другом автосамосвалами.

Провозную способность автодороги находят из выражения

$$M = \frac{N_j \cdot m}{i-l} \quad (8.8)$$

где N_j и m — число автосамосвалов и масса груза, перевозимого ими; $i-l = 1,75-2$ — коэффициент резерва.

Рис. 8.26. Автосамосвалы на карьерной дороге

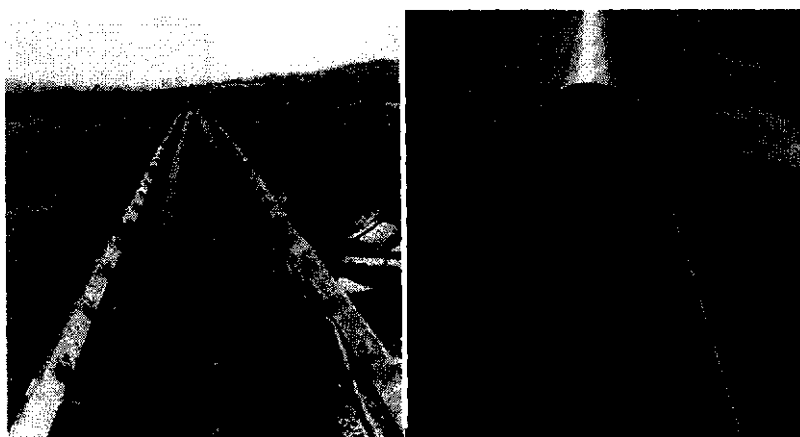


Рис. 8.27. Конвейерные линии транспортирования горной массы (а) и угля (б)



Рис. 8.28. Конвейерная линия на песчано-гравийном карьере

Конвейерный транспорт в виде ленточных конвейеров применяют на открытых горных работах преимущественно для транспортирования мягких вскрышных и крепких горных пород, раздробленных до кусков размером < 400 мм, на расстояния от 4 до 15 км и более (рис. 8.27, 8.28).

Для транспортирования горной массы из карьера на земную поверхность создают **крутонаклонные конвейерные линии** с прижимной лентой, размещаемые на борту карьера (рис. 8.29).

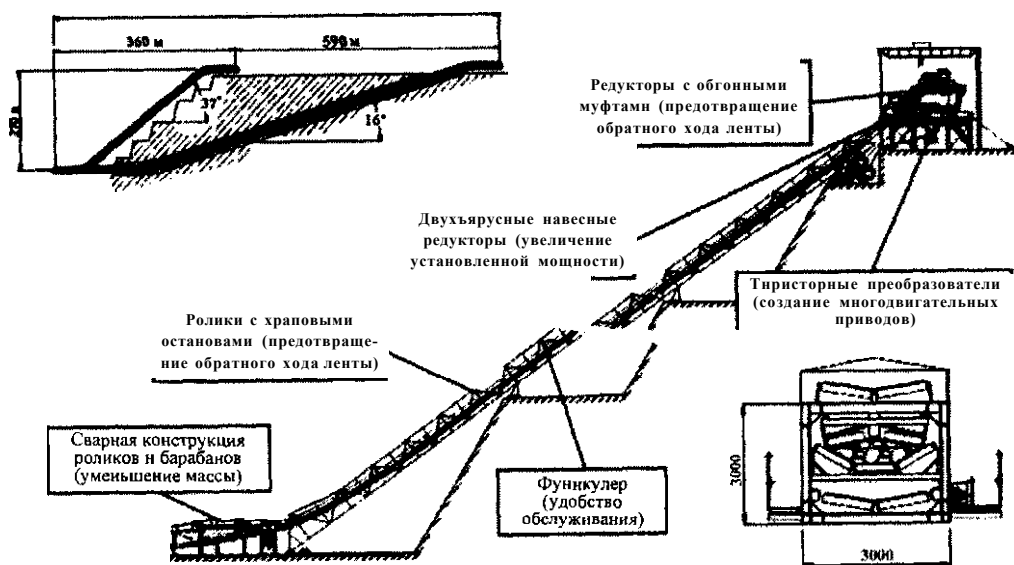


Рис. 8.29. Схема крутонаклонного конвейера для карьера «Мурунтау»

Достоинствами конвейерного транспорта являются поточность доставки горной массы на большие расстояния, преодоление подъемов до 18° , высокая производительность транспортных установок — до $15\,000\text{ м}^3/\text{ч}$, возможность автоматизации процесса транспортирования, экологически чистая технология перемещения.

К недостаткам конвейерного транспорта относят износ дорогостоящей конвейерной ленты, требования к крупности транспортируемой горной массы и технологии ее погрузки на конвейер, резкое снижение эффективности при транспортировании влажных глинистых пород, особенно при низких температурах.

Наиболее эффективно использование схем перемещения горной массы конвейерными установками, работающими в едином комплексе с многоковшовыми экскаваторами.



Рис. 8.30. Перевозка горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом

Для обеспечения грузоперевозок на мощных глубоких карьерах применяют **комбинированный транспорт**, представляющий собой сочетание различных видов транспорта в основных технологических звеньях: транспортирование горной массы на рабочих горизонтах карьера, по наклонным выработкам до земной поверхности и на поверхности.

Рациональной схемой комбинированного транспорта считают применение автосамосвалов для перевозки горной массы по рабочим горизонтам, скиповых, конвейерных и автомобильных подъемников для доставки горной массы к поверхностным перегрузочным пунктам и железнодорожного или конвейерного транспорта для транспортирования горной массы на земной поверхности карьера (рис. 8.30).

Правила безопасности при грузоперевозках на карьерах

Правилами безопасности запрещается подходить к железнодорожным путям, не убедившись в отсутствии опасности, запрещается ходить по рельсам и по концам шпал. Ходить разрешается только по междупутью или по обочине пути. Для перехода путей с интенсивным движением транспортных средств необходимо пользоваться тоннелем или специальными переходами. Нельзя переходить на другую сторону состава под вагонами.

Запрещается хождение по автодорогам и их обочинам из-за опасности получения травм при падении кусков горной массы.

Запрещается людям находиться на движущейся и неподвижной конвейерной ленте. Для перехода на другую сторону ленточного конвейера необходимо пользоваться специально оборудованными мостками или переходами под конвейерами, защищенными от случайно падающих с конвейера кусков горной породы.

8.9. Отвалообразование

Отвалообразование, или **отвальные работы** представляют собой совокупность производственных процессов по размещению вскрышных пород в насыпях, называемых **отвалами**.

Наиболее экономичным и экологически безопасным является размещение вскрышных пород в выработанном пространстве карьера, такие отвалы называют **внутренними**.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений возможность создания внутренних отвалов часто отсутствует. Поэтому в этих случаях для складирования вскрышных пород приходится отводить специальные участки на земной поверхности на некотором расстоянии от карьера, т.е. укладывать горную породу во **внешние отвалы**.

Под внешние отвалы, особенно под **гидравлические отвалы**, по возможности отводят балки, овраги, заболоченные участки, склоны гор и холмов.

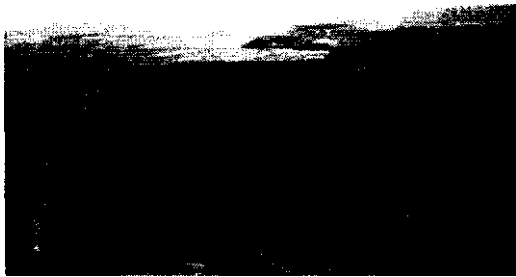


Рис. 8.31. Отвалы вскрышных пород

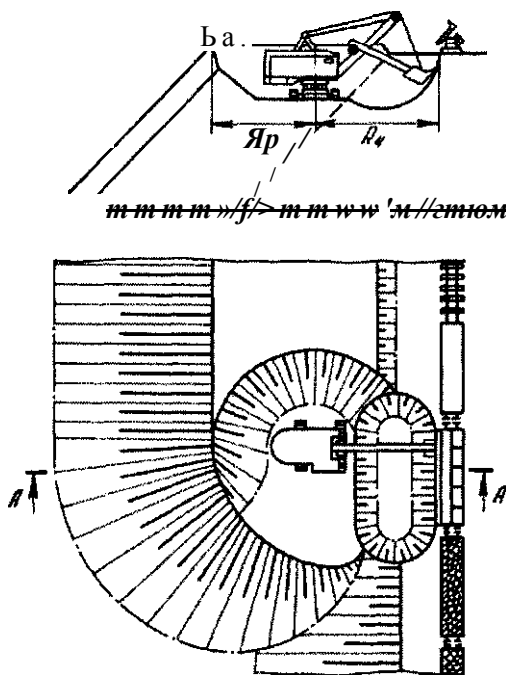


Рис. 8.32. Схема отвалообразования с применением прямой мехлопаты: Яр — радиус разгрузки; R_4 — радиус черпания

По способу механизации отвальных работ к основным видам отвалообразования относят экскаваторное, бульдозерное и конвейерное с отвалообразователями.

Отвальные экскаваторы укладывают в отвал вскрышные породы, разгружаемые из вагонов-думпкаров железнодорожного транспорта. Экскаватор-мехлопата может располагаться несколько ниже отвальных железнодорожных путей (рис. 8.32). Порода, разгружаемая из думпкаров на площад-

Отвал вскрышных пород (рис. 8.31) характеризуется следующими параметрами: высотой, числом уступов (ярусов), углом откоса уступов, результирующим углом откоса отвала, приемной способностью, размерами в плане и др.

Высота отвального уступа зависит, главным образом, от физико-технических свойств пород, укладываемых в основании отвала, а также от средств механизации отвальных работ.

При экскаваторном отвалообразовании высота отвального уступа изменяется в широких пределах и составляет на равнинной местности 15—30 м, а в гористой местности — 70 м и более.

При бульдозерном отвалообразовании высота отвала в зависимости от свойств пород изменяется от 10 до 35 м.

Угол откоса отвальных уступов обычно равен углу естественного откоса пород, размещенных в отвале, и составляет около 30—40°.

Объем складироваемых вскрышных пород — приемная способность отвала — зависит от коэффициента разрыхления и угла естественного откоса пород, от высоты отвального уступа и числа уступов, от площади участка для размещения отвала.

Отвалообразование включает в себя транспортирование и разгрузку вскрышных пород на отвале, размещение, складирование пород, планировку поверхности отвала и перемещение транспортных коммуникаций на отвале.

ку отвального подступа, попадает в приемную выемку — канаву, откуда ее экскаватором укладывают в отвал. Высота верхнего подступа зависит от высоты разгрузки экскаватора и составляет обычно 4—9 м. Отвальный экскаватор отсыпает полосу шириной 25—35 м, после чего железнодорожные пути отдельными звеньями передвигают на такое же расстояние.

При складировании в отвал больших объемов сыпучих и мелко раздробленных пород в качестве отвалообразователей применяют **многоковшовые экскаваторы-абзетцеры**.

Абзетцер — полноповоротный экскаватор, снабженный ковшовой рамой или ротором и разгрузочным механизмом в виде консольной фермы с ленточным конвейером.

Вскрышные породы разгружают из думпкаров в приемные траншеи, откуда выбирают исполнительным органом абзетцера и с помощью отвальной консоли конвейера подают в отвал. Приемную траншею располагают на верхней площадке отвала параллельно верхней бровке отвального уступа.

Высота отвала, создаваемого абзетцерами, достигает 90 м. Техническая производительность абзетцеров — 2—7 тыс. м³/ч.

При использовании конвейерного транспорта отвалообразование осуществляют, как правило, консольными ленточными отвалообразователями или реже транспортно-отвальными мостами.

Консольный отвалообразователь представляет собой одноопорную металлическую ферму с ленточным конвейером, смонтированную на поворотной платформе, которая имеет самостоятельный ход: шагающий, шагающе-рельсовый или реже гусеничный.

Горная масса поступает с отвального ленточного конвейера в приемное устройство отвалообразователя, который укладывает ее в отвал (рис. 8.33, 8.34). Для ведения отвальных работ без передвижки отвального конвейера между ним и отвалообразователем устанавливают ленточный перегружатель.

На мощных глубоких карьерах со скальными вскрышными породами применяют циклично-поточную технологию отвалообразования.

В состав комплекса циклично-поточной технологии входят экскаваторы и автосамосвалы грузоподъемностью 170—200 т, дробильно-перегрузочные пункты, конвейерные линии с ленточными конвейерами, отвалообразователи.

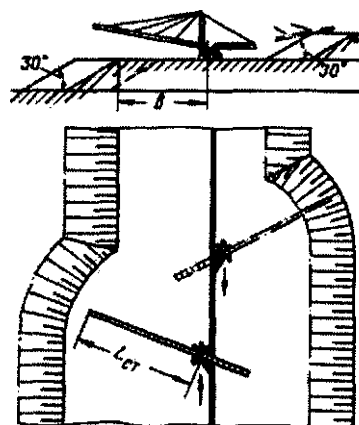


Рис. 8.33. Схема отсыпки отвала консольным отвалообразователем:

c — расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки уступа; L — длина стрелы



Рис. 8.34. Отвалообразователь **ОШС-4000/125** в процессе работы

Управление экскаваторно-автомобильным комплексом в карьере осуществляют с применением системы спутникового контроля положения объектов GPS (рис. 8.35). Производительность отвалообразования с применением циклично-поточной технологии составляет до 15—20 млн м³/год, высота первого яруса конвейерного отвала — 70—90 м.

Бульдозерное отвалообразование применяют в сочетании с автомобильным транспортом при использовании бульдозеров средней мощности и в сочетании с железнодорожным транспортом при использовании бульдозеров большой мощности.

При *бульдозерном отвалообразовании с автомобильным транспортом* процесс отвалообразования включает в себя разгрузку автосамосвалов на верхней площадке отвального уступа, перемещение пород бульдозерами под откос уступа, планировку поверхности отвала и ремонт автодорог. При *бульдозерном отвалообразовании с железнодорожным транспортом* отвальный уступ разделяют на два подступа. Вскрышные породы разгружают из думпкаров на верхнюю площадку нижнего подступа и бульдозерами перемещают к откосу. Высота верхнего подступа равна 1,5–2,5 м.



Рис. 8.35. Система спутникового контроля положения объектов GPS

Высота бульдозерных отвалов на равнинной местности для скальных пород составляет 30—35 м, для песчаных пород — 15—20 м, для глинистых пород — 10—15 м. У нагорных карьеров высота бульдозерных отвалов достигает 150 м и более.

При отвалообразовании необходимо соблюдать определенные правила безопасности. Запрещается спускаться и подниматься по откосам отвальных уступов, а также находиться вблизи их основания. При приемке локомотивосостава на отвале необходимо находиться со стороны борта думпкара, противоположного откосу отвала, а в момент разгрузки быть на расстоянии от него не менее 5 м.

8.10. Системы разработки

Под **системой разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом** понимают определенный порядок выполнения вскрышных, добычных и горно-капитальных работ.

Систему разработки считают эффективной, если она обеспечивает экономически выгодную себестоимость добытого полезного ископаемого, минимальные его потери в недрах и безопасные условия работ. Эти показатели могут быть достигнуты на основе механизации и автоматизации технологических процессов, а также при условии максимального комплексного использования добываемых полезных ископаемых и разрабатываемых горных пород.

К **элементам системы разработки** месторождений полезных ископаемых открытым способом относят уступы, фронт работ уступа, фронт работ карьера, рабочую зону карьера, рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы.

Параметры элементов системы разработки: высота уступов, ширина их площадок, длина фронта работ, скорость подвигания фронта работ и др. Они взаимосвязаны с техническими параметрами применяющихся для разработки месторождения комплексов оборудования.

Высоту уступов принимают с учетом необходимости максимального использования технических возможностей применяемого оборудования, обеспечения высокого качества добываемого полезного ископаемого, минимальных объемов горно-капитальных работ и протяженности транспортных коммуникаций, а также условий безопасного ведения горных работ.

При отработке уступов экскаваторами с ковшами вместимостью 3—5 м³ высота уступов равна 11-И4 м, для экскаваторов с ковшами вместимостью 8—12,5 м³ высота уступов — 16-г19 м.

Минимальная ширина рабочих площадок при железнодорожном транспорте и использовании для погрузки горной массы экскаваторов-мехлопат ЭКГ-5 в мягких породах составляет 26—31 м, в скальных породах —

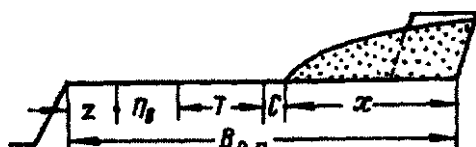


Рис. 8.36. Схема к определению ширины рабочей площадки уступа

29—33 м. При железнодорожном транспорте и применении экскаваторов-мехлопат ЭКГ-8 минимальная ширина рабочих площадок в мягких породах составляет 39—52 м и в скальных породах — 45—60 м.

При автотранспортной перевозке горной массы ширина рабочей площадки в мягких породах равна 23-г30 м и в скальных породах — 37-г52 м.

Минимальная ширина рабочей площадки $B_{рп}$ при разработке скальных пород складывается из ширины развала взорванной породы J_c , безопасного расстояния C от нижней бровки развала до транспортной полосы, ширины транспортной полосы T , ширины $П_v$ площадки для вспомогательного оборудования и ширины бермы безопасности z , определяемой шириной призмы возможного обрушения пород (рис. 8.36).

Уступы обрабатывают отдельными полосами, или *зсосоодками*.

Длина фронта работ уступа или части уступа, подготовленной к выемке, при работе на ней нескольких экскаваторов складывается из отдельных экскаваторных блоков, длина которых при автомобильном транспорте составляет 500—600 м и при железнодорожном — до 1000—1400 м.

Суммарная протяженность всех фронтов работ отдельных уступов составляет фронт работ карьера.

Скорость продвижения фронта горных работ карьера обычно равна 70-й40 м/год и зависит от производительности карьера, мощности рудной залежи и мощности горно-транспортного оборудования.

Рабочая зона карьера — это перемещающаяся и изменяющаяся во времени часть карьера, в пределах которой ведут вскрышные и добычные работы. В рабочей зоне каждый экскаватор выполняет работы на определенной территории, занимаемой экскаваторным блоком, площадь которой при железнодорожном транспорте обычно составляет 20—40 тыс.м², а при автомобильном — 5—20 тыс.м². Горизонтальную площадь экскаваторного блока определяют как произведение его длины на ширину рабочей площадки.

По классификации акад. В.В. Ржевского, в зависимости от порядка разработки месторождений, отличающихся условиями залегания, системы разработки разделены на сплошные, углубочные и смешанные — углубочно-сплошные.

Сплошные системы применяют для разработки горизонтальных и пологих месторождений, характеризующихся относительным постоянством высотного положения и размеров рабочей зоны карьера.

Горно-подготовительные работы при сплошных системах разработки заканчивают созданием первичного фронта вскрышных и добычных работ и сдачей карьера в эксплуатацию. Сплошные системы разработки характеризуются только порядком выполнения вскрышных и добычных работ.

Углубочные системы разработки используют при выемке наклонных и крутых залежей.

Эти системы разработки характеризуются порядком выполнения не только вскрышных и добычных, но и горно-подготовительных работ, так как в этих условиях их ведут как в период строительства карьера, так и во время его эксплуатации, когда периодически нарезают очередные по глубине уступы.

Для углубочных систем разработки характерна переменная по глубине и в плане рабочая зона карьера.

Смешанные системы разработки представляют собой различные сочетания сплошных и углубочных систем.

В зависимости от направления выемки горных пород в пределах контура карьерного поля (рис. 8.37) сплошные и углубочные системы разработки могут быть *продольными* (а), *поперечными* (б), *веерными* (в) и *кольцевыми* (г).

Сплошные системы разработки допускают возможность максимального размещения вскрышных пород в выработанном пространстве.

При этом развитие горных работ начинают с проведения разрезной траншеи на фланге карьерного поля там, где меньше мощность вскрышных пород.

После перемещения части вскрышных пород во внешние отвалы и добычи некоторого количества полезного ископаемого образуется выработанное пространство, в котором начинают размещать вскрышу, формируя внутренние отвалы (рис. 8.38).

Вскрышной экскаватор — прямую механическую лопату — устанавливают на верхней площадке добычного уступа и разрабатывают вскрышной уступ на всю высоту. Вскрышную породу переваливают во внутренний отвал.

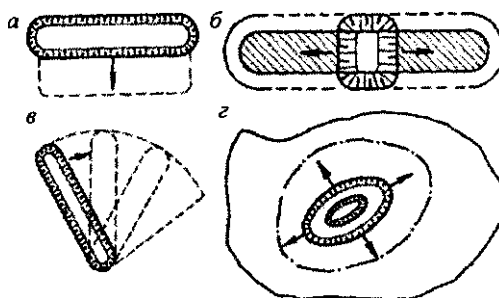


Рис. 8.37. Системы открытой разработки месторождений:

а — сплошная продольная; б — углубочная поперечная; в — сплошная веерная центральная; г — сплошная кольцевая центральная

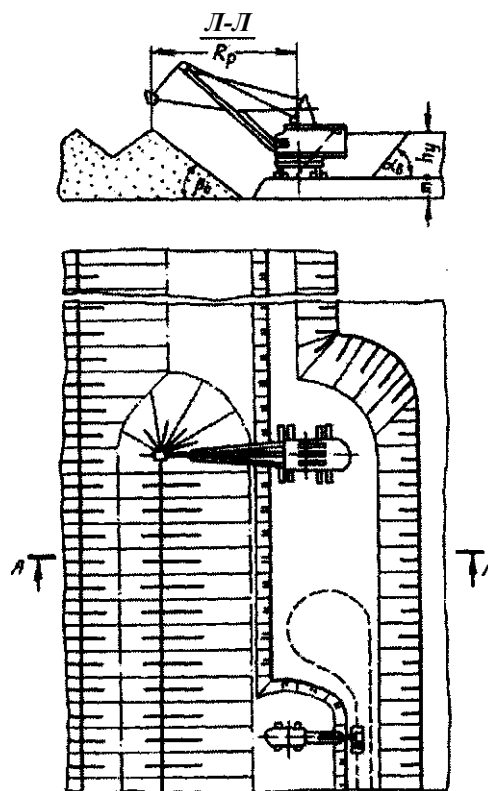


Рис. 8.38. Сплошная система разработки с перевалкой вскрыши во внутренний отвал мехлопаты

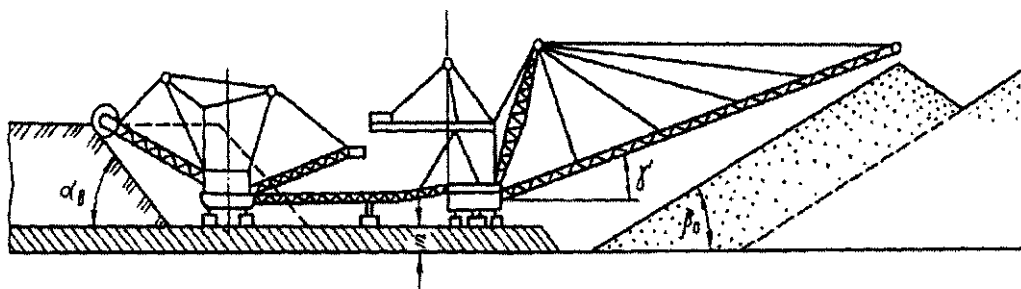


Рис. 8.39. Схема роторно-отвального комплекса

Вслед за подвиганием вскрышного забоя производят выемку полезного ископаемого. Добычной экскаватор такого же типа, но меньших размеров и меньшей производительности работает с верхней или нижней погрузкой горной массы.

Сплошные системы разработки с экскаваторной перевалкой вскрыши в выработанное пространство применяют при отработке горизонтальных и пологих залежей с мощностью полезного ископаемого до 30 м и мощностью покрывающих пород до 45 м. Эти системы характеризуются высокой эффективностью и экономичностью.

На вскрышных работах при сплошных системах разработки месторождений используют также комплексы оборудования с многоковшовыми экскаваторами и транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями, экскаваторно-железнодорожные, экскаваторно-автомобильные и другие комплексы. При разработке мягких и плотных вскрышных пород мощностью 50—60 м применяют *роторно-отвальные комплексы*, имеющие в своем составе роторные экскаваторы и консольные отвалообразователи (рис. 8.39, 8.40). Роторный экскаватор устанавливают на кровле залежи, а консольный отвалообразователь — на кровле или почве пласта. Вскрыша поступает на отвалообразователь непосредственно от экскаватора или через перегружатель.

Для применения роторно-отвальных комплексов необходимы следующие условия: небольшой угол наклона залежи $< 5^\circ$; значительные запасы полезного ископаемого; выдержанная гипсометрия пласта; эффективное осушение карьерного поля.

Углубочные системы применяют при разработке месторождений глубинного, нагорно-глубинного и нагорного типов.

Вскрышные породы перемещают, как правило, во внешние отвалы. В отдельных случаях возможно размещение части вскрышных пород во внутренние отвалы.

Рис. 8.40. Абзетцер ARs(K) 8800.195 для бестранспортной разработки на Назаровском угольном разрезе

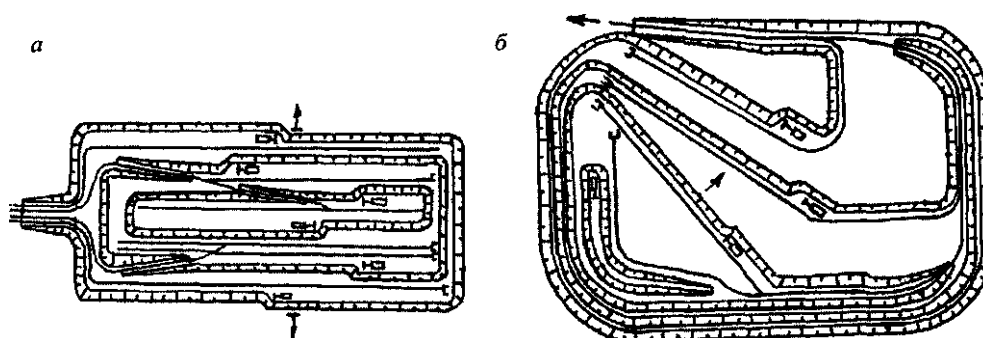


Рис. 8.41. Системы разработки наклонных и крутых месторождений:
а — продольная двухбортная; б — веерная

При отработке крутых месторождений применяют *продольную двухбортную систему разработки* (рис. 8.41, а), при этом горные работы развивают в стороны висячего и лежащего боков от середины карьерного поля к его границам.

При разработке сравнительно небольших месторождений приблизительно округлой формы горные работы ведут на всех бортах карьера (рис. 8.41, б) *северным продвижением фронта работ* на рабочих горизонтах.

Перевозку горной массы осуществляют, главным образом, колесными видами транспорта. При использовании железнодорожного транспорта горную массу грузят мехлопатами в думпкары и перевозят к приемным пунктам.

На уступе обычно работает один или два экскаватора. Длина экскаваторного рудного блока может составлять 800—1500 м, длина экскаваторного угольного блока — до 1200—3000 м.

Если полезному ископаемому не требуется переработка, то его грузят в забоях в вагоны МПС и транспортируют непосредственно потребителю.

Отвалообразование выполняют в основном мехлопатами и драглайнами.

8.11. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами

Рекультивацию земель, нарушенных открытыми горными работами, выполнит горное предприятие в соответствии с действующим законодательством России.

Основная доля земель, нарушаемых при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, приходится на земли, занимаемые внешними породными отвалами, хвостохранилищами, шламоохранилищами и горными выработками.

Приведение нарушенных земель в пригодное для дальнейшего использования состояние можно выполнять параллельно с ведением горных работ или после их завершения.

Рекультивацию нарушенных земель можно осуществлять в следующих направлениях: сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное, рыбохозяйственное, строительное (гражданское и промышленное строительство).

Различают горно-технологическую и биологическую рекультивацию.

Горно-технологическая рекультивация включает в себя выемку, складирование и хранение плодородной почвы, формирование отвалов, выколаживание откосов, покрытие отвалов плодородным слоем, проведение мелиоративных мероприятий.

После горно-технологической рекультивации проводят **биологическую рекультивацию**, которую можно осуществлять с нанесением плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность или без его нанесения. К биологической рекультивации относят посадку кустарниковых и лесных культур, посев многолетних трав, внесение минеральных удобрений и устройство водоемов.

Для работ по рекультивации нарушенных земель применяют экскаваторы, бульдозеры, грейдеры, скреперы и другие машины и механизмы.

ГЛАВА 9. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ И ПОДВОДНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Гидромеханизация горных работ — перспективное направление совершенствования технологий добычи полезных ископаемых открытым и подземным способами.

К достоинствам этой технологии относят поточность технологического процесса; сокращение объемов горно-капитальных работ; высокую производительность труда; простоту, малую стоимость, незначительную массу и небольшие размеры основного оборудования; возможность попутного обогащения полезных ископаемых.

Недостатки: снижение производительности при разработке трудно размываемых пород и в зимнее время года; возможное переизмельчение полезного ископаемого, например при транспортировании угля, сверх допустимых пределов.

На открытых горных работах гидромеханизацию широко применяют для разработки вскрышных пород, россыпных месторождений полезных ископаемых.

Получает развитие гидромеханизированная разработка месторождений полезных ископаемых, расположенных в шельфовой и глубинной зонах морей и океанов.

Перспективной является также подземная гидромеханизированная добыча полезных ископаемых, прежде всего угля.

9.1. Гидромеханизация открытых горных работ

Сущность гидравлического способа ведения открытых горных работ заключается в том, что выемку, перемещение и укладку вскрышных пород в отвалы, доставку полезного ископаемого к обоганительным установкам или на склады готовой продукции производят с помощью энергии водяного потока.

Применяемое при этом довольно простое оборудование — гидромониторы, насосы, землесосы, углесосы, гидроэлеваторы и трубы — позволяет осуществить полную механизацию и автоматизацию вскрышных и добычных работ.

По принципу разрушения и выемки пород различают *гидромониторный* и *земснарядный* способы гидромеханизированных открытых горных работ.

9.1.1. Гидромониторный способ разработки горных пород

Гидромониторный способ основан на разрушении горных пород струей воды, в результате чего образуется пульпа, которая самотеком перемещается в гидроотвал, являющийся складом, или в пульпоприемный колодец (зумпф).

Подачу воды в гидромониторы производят с помощью водяных насосов и трубопроводов. Для перемещения *пульпы* к приемным пунктам устраивают каналы, а в призабойном пространстве устанавливают пульпонаправляющие щиты высотой 0,4—0,5 м.

Перекачку пульпы из пульпоприемных колодцев осуществляют с помощью землесосов, гидроэлеваторов и пульпопроводов.

Разрушение, т.е. размыв, мягких, рыхлых пород гидромониторами выполняют без предварительного рыхления, а плотных пород — с предварительным рыхлением взрывным или механическим способом.

Размыв пород уступа и разработку месторождений производят *попутным* (рис. 9.1), *встречным* (рис. 9.2) или *боковым* (рис. 9.3, а) *забоями*. Применяют также разработку россыпных месторождений с *веерным подвиганием забоя* (рис. 9.3, б).

Рис. 9.1. Схема размыва пород (а) и технология разработки россыпного месторождения (б) попутным забоем:

схема а: 1 — гидромонитор; 2 — водовод; 3 — поток гидросмеси; схема б: 1 — гидромониторы; 2 — напорный водовод; 3 — грунтовый насос; 4 — бункер; 5 — гидровашгерт; 6 — вскрывающая канава; 7 — экскаватор, проводящий канаву для вскрытия следующего блока разработки

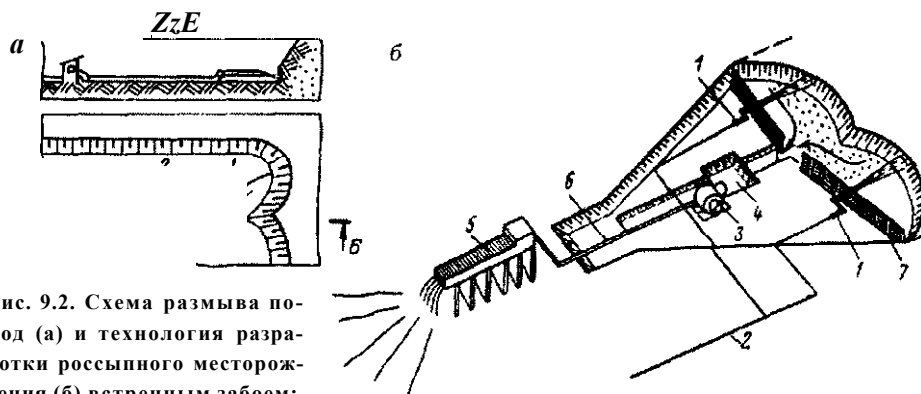


Рис. 9.2. Схема размыва пород (а) и технология разработки россыпного месторождения (б) встречным забоем:

схема а: 1 — гидромониторы; 2 — водоводы; 3 — поток гидросмеси; 4 — зумпф; 5 — землесосная установка; 6 — пульпопровод; схема б: 1 — гидромониторы; 2 — напорный водовод; 3 — грунтовый насос; 4 — приемный бункер для гидросмеси; 5 — промывочная установка; 6 — пульповод к промывочной установке; 7 — переносной щит для направления потока гидросмеси

Гидромониторы могут быть установлены на верхней площадке уступа в сухом месте или на нижней площадке.

Размыв встречным забоем гидромониторами, установленными на нижней площадке уступов, широко применяют на вскрышных работах. На рис. 9.4 в забое 2 установлены два гидромонитора 1, один из которых подрезает уступ, образует вруб, в результате чего уступ обрушается, а второй гидромонитор размывает обрушившуюся горную массу до превращения ее в пульпу. Образовавшаяся пульпа стекает по слабо наклонной нижней площадке уступа в зумпф 3, из которого ее перекачивают землесосом 4 по пульпопроводам 5 и 7 в гидроотвал-отстойник 6. После осаждения из пульпы твердых частиц осветленная вода через колодец 8 и трубу 9 поступает в отстойник вторичного осветления 10, а затем к насосной станции 12, откуда по трубопроводу 13 идет к гидромониторам. Потери воды, составляющие 10—15 %, восполняют из естественных водоемов с помощью насосной станции 11.

Рис. 9.3. Разработка россыпного месторождения боковым забоем (а) и с веерным продвижением забоя (б):

1 — гидромониторы; 2 — напорный водовод; 3 — грунтовый насос; 4 — приемный бункер для гидросмеси; 5 — пульповод к промывочной установке; 6 — первоначальный котлован вскрытия; 7 — переносные щиты для направления потока гидросмеси

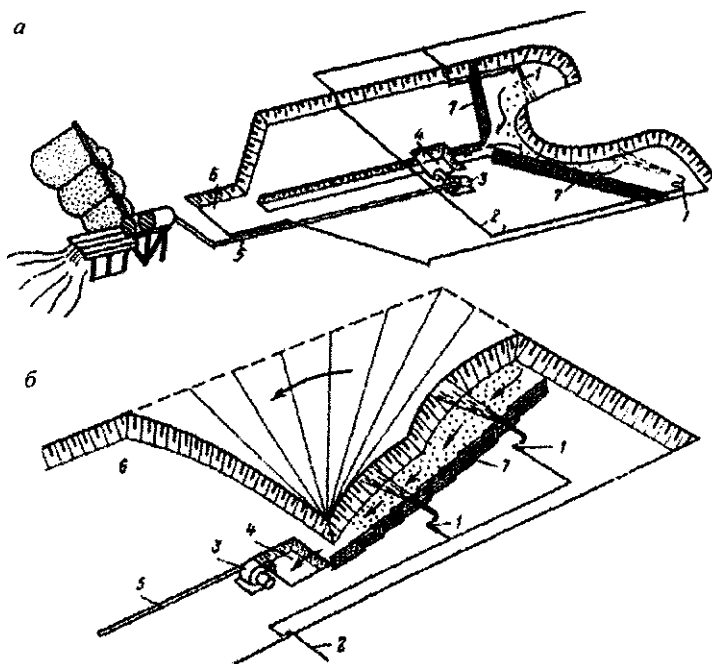
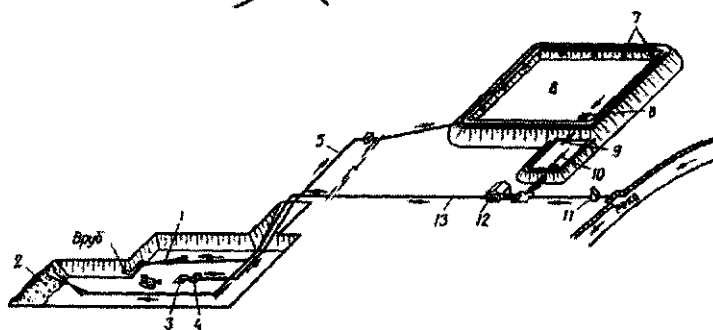


Рис. 9.4. Технологическая схема гидромониторной разработки вскрышных пород

По правилам безопасности высота уступа при гидромониторной разработке должна быть не более 30 м, расстояние от места установки гидромонитора с ручным управлением до забоя — не менее $(0,8-И,2)Я$, где Я — высота уступа.



Длина фронта работ, приходящаяся на один гидромонитор, при разработке глинистых пород и суглинков составляет 18—45 м, при разработке песков — 30—60 м и при разработке насыпей — 50—70 м.

9.1.2. Земснарядный способ разработки горных пород

Земснарядный способ применяют для разработки горных пород, находящихся под водой. Способ основан на всасывании частиц мягких пород вместе с водой землесосом за счет создаваемого в нем напора и перемещении пульпы по трубам к пунктам приемки: гидроотвалам, гидроскладам и обоганительным установкам.

Землесосы размещают на понтонах. Такие плавучие установки называют земснарядами (рис. 9.5, 9.6). На одном земснаряде может быть один или несколько землесосов.

Земснаряды применяют в искусственно созданных и естественных водоемах: котлованах, карьерах, реках, озерах и морях.

глокусственно созданные водоемы заполняют самотечной водой по вскрывающей внешней траншее путем подачи воды из внешнего водоема насосами или накопления ее за счет притока грунтовых и поверхностных вод.

Начальный фронт работ землесосного снаряда может также создаваться посредством проведения разрезных траншей непосредственно от источника воды.

После заполнения забоя водой с помощью землесосного снаряда углубляют начальный котлован до проектной отметки и начинают плановую выемку породы, периодически перемещаясь вдоль фронта работ.

Выемку породы осуществляют *грунтозаборными устройствами*, которые разделяют на две основные группы.

К первой группе относят грунтозаборные устройства, выполняющие непосредственно свободное всасывание с размывом грунта потоками воды, поступающей к всасывающему наконечнику.

Ко второй группе относят грунтозаборные устройства, снабженные дополнительными устройствами для интенсификации всасывания грунта. В качестве интенсифицирующих устройств применяют механические рыхлители вращающегося типа: фрезерные, винтовые, роторно-ковшовые, вибрационные и др.

Всасывающие наконечники со свободным всасыванием грунта используют для разработки рыхлых и средней плотности песков, гравия, песчано-гравийных смесей, легких и средних супесей, рыхлых сапропелей.

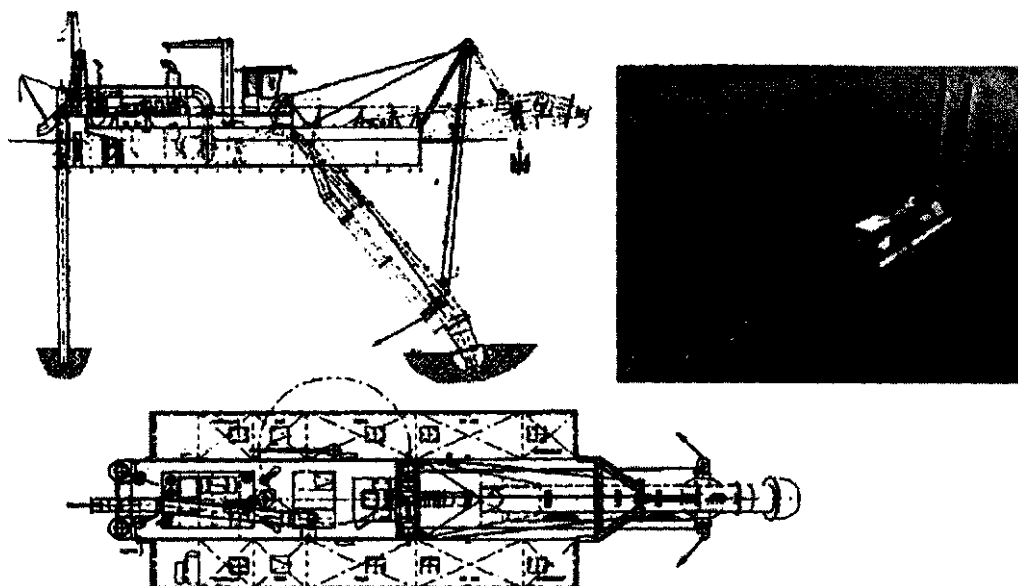


Рис. 9.5. Земснаряд IHC Beaver 1200 с фрезерным рыхлителем

Рис. 9.6. Разработка аллювиального месторождения

Всасывающие наконечники с механическими рыхлителями применяют для разработки слежавшихся плотных песков, гравия, песчано-гравийных смесей с прослойками супеси, суглинков, глин и других подобных грунтов.

Состав и свойства грунта оказывают влияние на производительность землесоса (рис. 9.7).

Корпус земснаряда состоит из трех понтонов: главного, который имеет размеры — 10,50х2,95х2,45 м и двух боковых с размерами 15,75х1,83х1,83 м. Общая длина корпуса земснаряда — 26,30 м, ширина — 6,69 м.

Максимальная глубина разработки равна 10 м, диаметр всасывающего и нагнетательного трубопроводов — 450 мм.

На главном понтоне находится рама рыхлителя, кабина управления, палубный кран, грунтовый насос, дизельный двигатель, две папильонажные лебедки, рефулерный трубопровод и сваи с приводом.

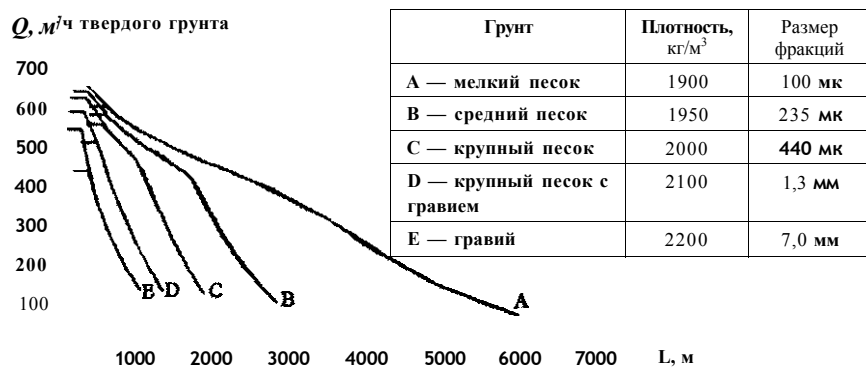


Рис. 9.7. Изменение производительности грунтового насоса Q в зависимости от длины разгрузочного трубопровода L

9.1.3. Дражный способ разработки горных пород

Дражный способ широко применяют для разработки обводненных россыпных и морских месторождений полезных ископаемых. Все основные производственные процессы по добыче и переработке горных пород осуществляют **драгой**, представляющей собой агрегатированный комплекс машин и механизмов, смонтированных на понтоне или судне.

Различают **континентальные** и **морские драги**; первые предназначены для разработки *материковых россытей*, обычно приуроченных к зоне распространения современных или погребенных речных систем; вторые — для разработки месторождений полезных ископаемых *шельфовых* и *глубинных зон мирового океана*.

Широко применяют *континентальные электрические* или *дизельные и паровые многоковшовые драги* с ковшами вместимостью от 50 до 600 л. Это драги на плоскодонном понтоне с подводной глубиной черпания до 50 м.

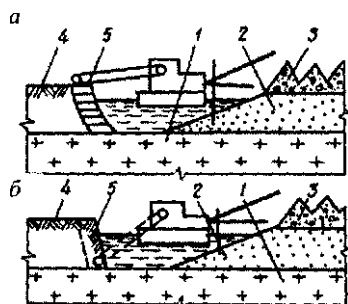
Выемку горной массы и перемещение ее до комплекса обогатительного оборудования осуществляет устройство, установленное в носовой части понтона и представляющее собой раму с ковшовой цепью. На драге получают готовую продукцию в виде *концентрата минералов* или *самородного металла*. *Отходы* обогащения удаляют с драги и размещают в отвалах с помощью отвалообразователя, установленного в кормовой части понтона.

К основным стадиям дражной разработки месторождений полезных ископаемых относят горно-подготовительные, вскрышные и добычные работы.

Горно-подготовительные и вскрышные работы включают в себя расчистку поверхности участка, оттаивание горных пород, сооружение насосных станций, строительство гидротехнических сооружений в виде плотин и перемычек, необходимых для размещения драги, и другие работы.

Вскрытие месторождения обычно представляет собой образование котлована, являющегося местом монтажа драги. После монтажа драги котлован заполняют водой, например, путем перегораживания долины реки плотиной. При заполнении котлована водой драга всплывает и начинает расширение выемки и углубление ее до коренных пород, называемых *плотиком*, на которых залегает россыпное месторождение полезных ископаемых.

Добычные работы заключаются в выемке полезного ископаемого горизонтальными слоями черпающим устройством драги, начиная от поверхности россыпи к плотику (рис. 9.8, а), иногда применяют выемку с подработкой толщи (рис. 9.8, б). Вслед за перемещением фронта очистного забоя перемещается фронт отвалов.



9.2. Подводные горные работы

Во многих странах приступили к освоению месторождений полезных ископаемых, залегающих на дне морей и океанов в зонах континентального шельфа и вдалеке от материков на больших глубинах.

К зонам континентального шельфа, окаймляющего материк, и материкового склона приурочены, главным образом, россыпные месторождения, образовавшиеся в результате выноса продуктов разрушения (эрозии) коренных пород материка. Ширина континентального шельфа изменяется от нескольких километров до нескольких сотен километров. Глубина на границе шельфа в зоне ее резкого увеличения при переходе к материковому склону составляет в среднем 200 м, изменяясь от 60 до 600 м.

Наибольший интерес в настоящее время из глубинных месторождений полезных ископаемых вызывают железные, марганцевые, никелевые, медные, кобальтовые и другие скопления в виде конкреций на глубинах от 400 до 5000 м и более.

Конкреции представляют собой образования округлой, плоской или шарообразной формы диаметром 1—20 см, содержащие диоксид марганца — до 57 %, железо — до 70 %, кобальт — до 2 %, никель — до 2,4 % и медь — до 1,9 %. Считают, что скорость наращивания диаметра конкреции составляет в среднем 1 мм за 1000 лет (рис. 9.9).

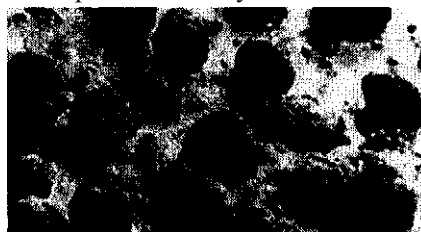


Рис. 9.9. Марганцевые конкреции на дне океана

Подводные месторождения полезных ископаемых разрабатывают подземным и открытым способами.

При подземной разработке морских месторождений транспортирование горной массы на поверхность производят по стволам или скважинам, пройденным с материковой земной поверхности или с поверхности искусственных островов; по стволам или скважинам, пройденным через водную толщу с морских платформ.

Открытую разработку ведут с применением морских драг и земснарядов, осуществляющих выемку горной массы и ее транспортирование на поверхность гидравлическим, механогидравлическим и механическим способами (рис. 9.10).

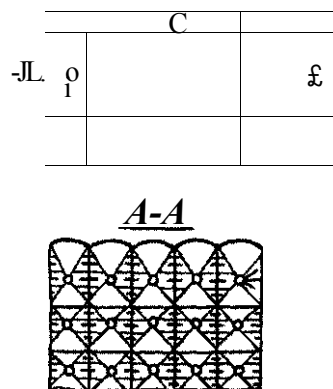


Рис. 9.10. Схема разработки подводного месторождения полезных ископаемых морской драгой с эрлифтным снарядом:

Y_p — глубина разработки; $\#$, — естественная глубина моря; H_y — высота уступа

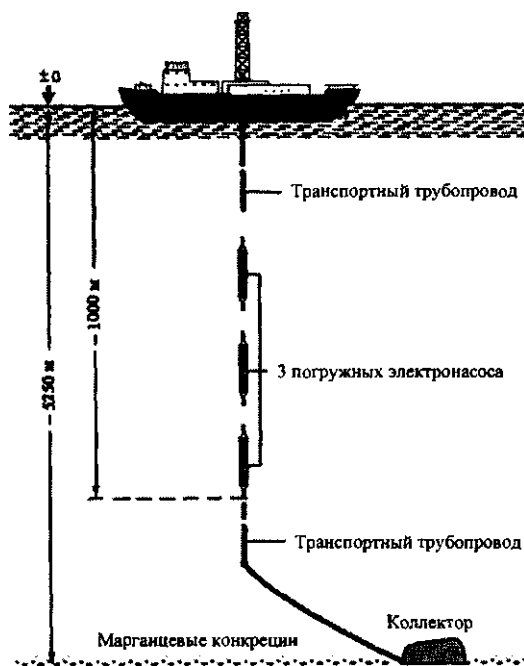


Рис. 9.11. Добыча марганцевых конкреций со дна океана

Морские драги обычно размещают на килевых самоходных или буксируемых судах, и в отличие от континентальных драг они не имеют отвалообразователя и свай (рис. 9.11).

По виду драгирующего агрегата различают драги черпаковые с жесткой рамой; черпаковые канатные: одночерпаковые с грейферным или драглайновым ковшом, многочерпаковые канатно-цепные; гидро- и пневмовсасывающие: эрлифтные, эжекторные, землесосные с механическим или гидравлическим рыхлителем, землесосные с погружными насосами.

Максимальная глубина выемки продуктивных пород, полезных ископаемых, находящихся ниже уровня воды, для жестко-рамных драг составляет 50 м, для землесосных драг с рыхлителями — 80 м, для эрлифтных (пневмовсасывающих) — 200 м, для грейферных — 250 м, для драглайновых и многочерпаковых канатно-цепных драг — 1500 м, для эжекторных (гидровсасывающих) — 4600 м, для землесосных драг с многоступенчатым подъемом погружными насосами — 5250 м и более.

9.3. Гидромеханизация подземных горных работ

Технология подземной гидродобычи представляет собой сочетание последовательно выполняемых процессов — гидравлической отбойки, гидравлического транспортирования, обогащения и обезвоживания. Способ применяют, главным образом, при подземной добыче угля (рис. 9.12).

Гидравлическую отбойку, т.е. отделение угля от массива транспортными кусками струей воды, осуществляют гидромониторами.

Дистанционно управляемые гидромониторы типа ГМДЦ-3М и 12ГД2 создают давление водяной струи 12 МПа, расход воды составляет 150—450 м³/ч. Гидромониторы 16ГД и ГМДЦ4 создают давление струи 16 МПа, что позволяет вести гидравлическую отбойку угля с коэффициентом крепости $f = 1,2-1,6$.

Рис. 9.12. Технологическая схема гидравлической добычи угля на шахте:
1 — резервуар; 2 — высоконапорный насос;
3 — водоводы; 4 — пульпопровод; 5 — уг-
лесос; 6 — зумпф; 7 — желоба; 8 — гидро-
мониторы

В

Гидравлическое транспортирование пульпы осуществляется самотеком по уложенным в выемочных штреках желобам от забоя до участковых станций перекачки или до камеры гидравлического подъема. Далее по трубопроводам до обогатительной фабрики пульпу транспортируют с помощью углесосов или гидроэлеваторов.

Углесосы У900-90 и 14УВ-6 предназначены для подъема и перекачивания водоугольной химически нейтральной (рН 6—8) гидросмеси с крупностью твердых частиц размером до 100 мм, с соотношением твердой и жидкой фаз 1:3 и содержанием породы в твердой фазе до 40%. Углесос У900-90 (рис. 9.13) обеспечивает напор от 80 до 160 м и подачу 450 и 900 м³/ч.

Обогащение и обезвоживание угля производят на обогатительной фабрике, где в обогатительных машинах и установках происходит отделение примесей пустой породы, отделение воды, разделение угля по крупности.

При гидравлической добыче угля применяют схему замкнутого водоборота, при которой вода поступает к гидромониторам по трубопроводам от высоконапорных насосов, затем смешивается с мелкими кусками *угля и в виде* пульпы транспортируется до обогатительной фабрики. После этого вода отделяется от твердых частиц, осветляется и поступает в резервуар высоконапорной насосной станции.

При вскрытии и подготовке шахтных полей горным выработкам придают уклон около 3—5° для обеспечения

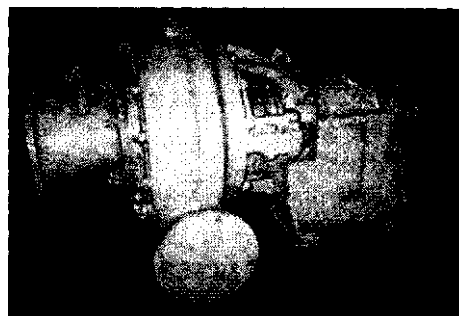


Рис. 9.13. Углесос У900-90

самотечного передвижения пульпы. На пологих пластах применяют только бремсберговые поля с делением их на панели. Наклонные и крутые пласты делят на этажи.

При отработке пологих пластов средней мощности обычно применяют *систему разработки столбами по восстанию с извлечением угля в них заходками по падению*. Отработку мощных крутых пластов осуществляют *системой подэтажной гидравлической отбойки с гибким перекрытием*.

Гидравлическую добычу угля подземным способом можно осуществлять с применением гидравлической отбойки в сочетании с отбойкой другими способами. Так, выемку крепких углей выполняют *механогидравлическим способом*, при котором отбойку угля производят механическим способом, например, комбайном, а доставку и дальнейшее транспортирование отбитого угля — гидравлическим способом.

Комбинированные технологические схемы позволяют применять гидравлическую добычу в различных условиях: при мощности пластов от 0,9 до 20 м, залегающих под углами от 5 до 80° и при любой крепости угля.

Производительность труда рабочего по добыче на гидрошахте в 2,5—3 раза выше, а себестоимость 1 т угля в 1,7—3 раза ниже, чем на шахтах, где используют обычную технологию, в сопоставимых условиях.

К недостаткам гидравлического способа добычи относят большие потери угля, достигающие **30%**, ухудшение качества угля по зольности и крупности, ухудшение условий труда из-за большого количества воды, подаваемой в шахту.

ГЛАВА 10. СКВАЖИННАЯ ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Добыча твердых полезных ископаемых подземным и открытым способами требует присутствия в горных выработках людей, не освобождает их полностью от тяжелого труда. Эти технологии включают в себя множество разнообразных операций и практически не поддаются полной автоматизации процессов.

При подземных и открытых горных работах извлекают из недр и перемещают большие объемы пустых пород, значительную часть которых укладывают во внешние отвалы, занимая ценные земли.

Существует также необходимость разработки залегающих на большой глубине месторождений низкосортных полезных ископаемых, добыча которых подземным или открытым способами экономически невыгодна.

Таким образом, наряду с совершенствованием подземного и открытого способов, ведут работы по созданию **скважинной технологии**, основанной на соединении в недрах земли процессов по добыче, обогащению и переработке полезных ископаемых с выдачей на земную поверхность готового конечного продукта.

Скважинная технология добычи полезных ископаемых пока имеет ограниченную область применения в связи с существенной зависимостью ее от изменчивости горно-геологических условий залегания, от качества полезного ископаемого и свойств вмещающих горных пород в пределах одного месторождения.

10.1. Способы и процессы скважинной добычи

Скважинную добычу полезных ископаемых ведут через скважины, пробуренные с земной поверхности или из подземных горных выработок, они и являются главными вскрывающими и добычными горными выработками.

Сущность скважинной технологии добычи состоит в переводе полезного ископаемого из природного твердого фазового состояния в новое подвижное состояние непосредственно в массиве горных пород и перемещении его по скважине на земную поверхность под воздействием рабочих агентов — флюидов.

Под флюидом понимают жидкую, газообразную или смешанную среду, химически активную или инертную, являющуюся носителем энергии и подаваемую к залегающему в недрах земли полезному ископаемому через скважину с поверхности земли. *Продуктивным флюидом* называют флюид, в состав которого входит полезное ископаемое, переведенное из твердого природного состояния в новое агрегатное: раствор, расплав, газы, гидравлическая смесь — пульпа.

Известны различные способы воздействия на твердые полезные ископаемые, при которых возможен переход твердых полезных ископаемых в другое фазовое состояние (табл. 10.1).

Управление процессом добычи полезного ископаемого осуществляют с поверхности земли путем изменения параметров флюидов: расхода, температуры, давления, концентрации химически активных компонентов.

Скважинную технологию разрабатывают и применяют для добычи полезных ископаемых, в которых возможен хотя бы один из следующих физических или физико-химических процессов: размыв, растворение, выщелачивание, плавление, возгонка, окисление — горение.

К процессам скважинной добычи полезных ископаемых относят:

- размыв залегающих на некоторой глубине рыхлых пород струей воды, подаваемой по скважине, или превращение пород в плавунное состояние путем вибрационного воздействия с откачкой образующейся пульпы по скважине на земную поверхность;
- растворение водой каменной и калийной солей, соды;
- выщелачивание ценных компонентов из медных, никелевых, урановых, свинцовых, цинковых, марганцевых и других руд;
- плавление серы, озокерита;
- возгонку — сублимацию киновари, реальгара, углей;
- окисление — сжигание углей и горючих сланцев с получением газов или тепловой энергии.

Таблица 10.1

Способы перевода твердого полезного ископаемого в подвижное состояние

Подвижное фазовое состояние	Процессы		
	физические	химические	физико-химические и химико-бактериальные
Газообразное	Нагревание: сублимация	Окисление, разложение, частичное или полное сжигание	Химические реакции с участием физических полей, бактериального воздействия
Расплав, раствор	Нагревание: плавление, перегонка	Выщелачивание с образованием молекулярных растворов, растворение	Растворение, выщелачивание и гидрогенизация с участием физических полей, бактериального воздействия
Гидромеханическая смесь	Гидравлическое и пневматическое разрушение	Растворение связующего вещества	Диспергирование поверхностно-активными веществами, химическими реагентами, физическими полями, бактериями

Гидромеханический процесс основан на переводе пород в подвижное состояние путем гидравлического разрушения связей между их частицами и образования дисперсной системы — гидросмеси, которую затем транспортируют на земную поверхность по трубам.

Процесс физического растворения протекает без изменения химического состава полезного ископаемого за счет диффузии флюида в горную породу и межмолекулярного взаимодействия веществ. Образующиеся продуктивные флюиды откачивают по скважинам на земную поверхность. Способность вещества равномерно распределяться в объеме растворителя называют его растворимостью.

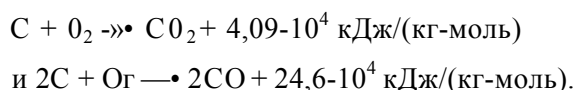
Выщелачивание — процесс перевода в раствор вещества с изменением его природного химического состава. При этом полезный компонент переводят из твердого в жидкое состояние непосредственно в месте его залегания в недрах с последующим извлечением этого компонента из продуктивного раствора на земной поверхности. Способом подземного выщелачивания извлекают из руд металлы, их соли и оксиды. Под растворимостью в химических растворителях понимают проявляющуюся по отношению к ним реакционную способность или устойчивость выщелачиваемых минералов.

Плавление твердого вещества, происходящее при его нагревании, а также испарение и сублимация характеризуются соответствующими этим фазовым переходам температурой и теплотой превращения в новую фазу. Так, температура плавления озокерита — 50—80°C, серы — 112,8—119°C, температура сублимации киновари — 360—380°C и т.д.

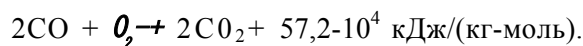
Окисление (сжигание) углей и горючих сланцев относят к термохимическим процессам, протекающим под воздействием внутрипластового теплового очага.

При подземном сжигании угля в процессе участвуют горючая масса угля, газы и влага, содержащиеся в нем. Часть тепла расходуется на нагрев негорючей массы угольного пласта. Состав горючей массы и ее содержание в угле определяют величину его теплоты сгорания, т.е. количество тепла, выделяющегося при сгорании 1 кг угля.

Полное сгорание угля является экзотермической химической реакцией между углеродом, содержащимся в угле, и кислородом воздуха, в результате этой реакции образуются диоксид CO_2 и оксид CO углерода с выделением тепла:



При избытке кислорода оксид углерода может в процессе горения прореагировать до диоксида углерода:



При высоких температурах часть диоксида углерода может восстанавливаться до оксида с поглощением тепла, т.е. происходит эндотермическая реакция: $\text{CO}_2 + \text{C} \rightarrow 2\text{CO} - 16,25 \cdot 10^4 \text{ кДж/(кг-моль)}$. Изменяя количество подаваемого в зону горения кислорода, температуру и давление, можно управлять получением горючих и негорючих продуктов окисления угля и горючих сланцев. В состав этих продуктов входит также водород, образующийся в результате взаимодействия с углеродом паров воды, содержащейся в угольном пласте. -

Одним из основных процессов скважинной добычи полезных ископаемых является движение жидкостей и газов по поровым каналам и трещинам в массиве горных пород. Движение флюидов происходит по замкнутой схеме: прямое направление движения с земной поверхности к залежи полезного ископаемого и обратное направление движения продуктивного флюида от забоя на земную поверхность. Свойство горной породы пропускать сквозь себя флюиды называется ее *проницаемостью*.

Численное значение проницаемости горных пород связано с *коэффициентом фильтрации* м/сут, представляющим собой скорость фильтрации газа или жидкости через горные породы:

$$K^* = Q/(tS),$$

где Q — количество жидкости или газа, фильтрующееся через породу, м^3 ; S — площадь поверхности породы, через которую проходит флюид, м^2 ; t — продолжительность фильтрации, сутки.

В зависимости от величины коэффициента фильтрации породы различают водоупорные — $K^* < 0,1$ м/сут, слабопроницаемые — $K^* = 0,1-10$ м/сут, среднепроницаемые — $K^* = 10-500$ м/сут и легкопроницаемые — $K^* > 10^3$ м/сут.

На проницаемость горных пород влияет размер пор, их конфигурация и общий объем. В зависимости от этих факторов изменяется величина капиллярных сил и сил гидравлического сопротивления, препятствующих движению флюидов. Преодоление сопротивления твердой среды движению рабочих агентов и продуктивных флюидов осуществляют посредством создания *гидродинамического давления* фильтрационного потока. Уменьшения влияния капиллярных сил добиваются изменением физико-химических свойств флюидов путем введения в них различных *поверхностно-активных веществ* (ПАВ).

Высокая проницаемость залежей полезных ископаемых является одним из основных условий возможности применения скважинной технологии добычи. Вмещающие породы при этом должны быть водоупорными или слабопроницаемыми, что обеспечит минимальные потери рабочих агентов и продуктивных флюидов.

Движение флюидов в массиве горных пород происходит по фильтрационным каналам, представляющим собой трещины, поры и другие пустоты. В слабопроницаемых горных породах фильтрационные каналы создают искусственными способами, увеличивающими проницаемость массива пород. К таким способам относят гидравлический разрыв пластов, торпедирование, обработку скважин соляной кислотой и др.

Гидравлический разрыв пласта увеличивает проницаемость массива пород за счет расширения природных и образования новых трещин под действием давления рабочей жидкости, закачиваемой в пласт и содержащей значительное количество песка. Проникая в расширенные и вновь образовавшиеся трещины, зерна песка удерживают их от закрытия после прекращения нагнетания жидкости.

Торпедирование заключается во взрывании специальных зарядов взрывчатого вещества, создающих вокруг скважин зоны повышенной трещиноватостиTM и вследствие этого зоны с высокой проницаемостью массива.

Соляно-кислотную обработку скважин осуществляют в карбонатных породах. Соляная кислота или ее раствор в скважине вступает в химическую реакцию с породой, что способствует разглинизации стенок скважин, расширению трещин, образованию каналов выщелачивания.

Продуктивные флюиды выдают на земную поверхность через скважины различными способами: за счет энергии нагнетаемого рабочего агента — жидкости или газа: посредством энергии сжатого воздуха, подаваемого в скважину, — эрлифтный подъем; погружными насосами и гидроэлеваторами; вентиляторами, работающими на всасывание.

Для подъема по скважинам жидких флюидов наиболее широко применяют нагнетательный эрлифт. Способ состоит в следующем: сжатый воздух от компрессора подают по воздухопроводу, расположенному в центральной части скважины, в забойную зону, там воздух смешивается с продуктивным флюидом и поднимается вместе с ним на земную поверхность по кольцевому пространству периферийной части поперечного сечения скважины.

Выдачу по скважинам газообразных флюидов обычно производят за счет энергии нагнетаемого газообразного рабочего агента — воздуха или путем их отсасывания газоотсасывающими установками.

Извлечение полезных ископаемых из недр земли скважинным способом вызывает изменение напряженного состояния массивов горных пород и их деформацию. При извлечении до 1—2 % объема залежи полезного ископаемого проявления горного давления не оказывают существенного влияния на технологию горных работ и состояние вмещающих пород. При извлечении 15—20 % объема залежи, что происходит, например, при подземной выплавке серы, или при полной выемке продуктивного пласта — при подземном растворении солей проявления горного давления становятся существенными, и вследствие обрушения вмещающих пород в выработанное пространство может происходить оседание земной поверхности.

Для предотвращения нежелательных проявлений горного давления необходимо управлять им известными методами: разделять выемочные поля на камеры и целики, устанавливать определенную последовательность их отработки, управлять процессом обрушения пород кровли, применять закладку выработанного пространства.

10.2. Технологии скважинной добычи

К основным технологическим процессам скважинной добычи полезных ископаемых относят вскрытие месторождения, производство рабочих агентов, очистную выемку и управление горным давлением, перемещение продуктивных флюидов, их переработку и складирование, рекультивацию нарушенных земель.

Этап подготовительных работ включает в себя строительство подъездных дорог к объекту, подводу электрических сетей, трубопроводов и другие работы.

Вскрытие месторождения осуществляют вертикальными, наклонными и наклонно-горизонтальными отдельными скважинами (рис. 10.1) или группой скважин (рис. 10.2).

Вскрывающие скважины различают добычные и вспомогательные, к которым относят разведочные, водоотливные, контрольные и др.

Бурение скважин производят станками шарошечного бурения типа СБШ, станками шнекового вращательного бурения типа СБР или роторными буровыми установками при глубине скважин до 500 м. Тип бурового станка зависит от крепости горных пород и глубины бурения. Диаметры скважин определяются типом добычного оборудования, которое размещают в скважинах.

Добычные скважины оборудуют колоннами труб для подведения к залежи полезного ископаемого рабочего агента и извлечения продуктивного флюида. В верхней части скважины устанавливают вентили и задвижки для регулирования расхода флюидов. После установки в скважине обсадных труб, произво-

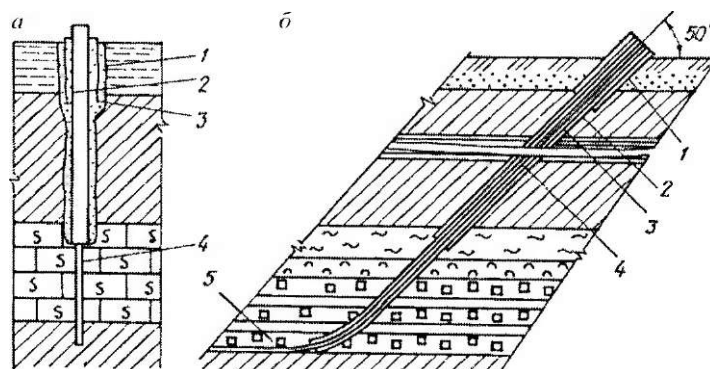


Рис. 10.1. Схемы вскрытия месторождений полезных ископаемых:

a — отдельной иерархической скважиной: 1 — кондуктор. 2 — колонна обсадных труб. 3 — зацементированное затрубное пространство. 4 — скважина в продуктивной толще; *б* — отдельной наклонно-горизонтальной скважиной: 1, 2, 3 и 4 — соответственно направляющая, промежуточная, обсадная и водоподводящая колонны труб. 5 — полезное ископаемое

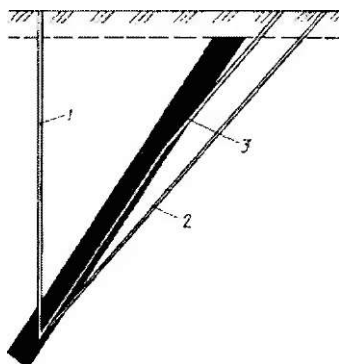


Рис. 10.2. Схема вскрытия угольного пласта группой скважин:

1, 2 и 3 — соответственно розжиговая, дутьевая и газоотводящая скважины для технологии подземной газификации углей (ПГУ)

для тампонирования — цементацию затрубного пространства для обеспечения герметичности скважины в процессе ее эксплуатации. Надежность цементации проверяют посредством подачи в скважины воды (опрессовки) под высоким давлением. Перед пуском скважины в эксплуатацию проверяют также герметичность трубопроводов и арматуры: вентилях, задвижек и т. п.

Производство рабочих агентов осуществляют в наземных установках, оснащенных различными насосными агрегатами для создания высокого напора воды: нагревательными установками для получения горячей воды и пара; компрессорными, воздуходувными и газососными машинами для дутья и отсоса продуктивных флюидов; устройствами для производства растворов щелочей и кислот необходимой концентрации.

Очистная выемка включает в себя следующие процессы: перевод полезных компонентов в подвижное состояние, доставка продуктивного флюида к добычной скважине и на земную поверхность.

Схема расположения, порядок проведения и ввода в эксплуатацию добычных и вспомогательных скважин, а также способ управления горным давлением определяются принятой системой разработки месторождения.

Выбор системы разработки осуществляют с учетом свойств полезного ископаемого или основного ценного компонента, определяющих процесс его

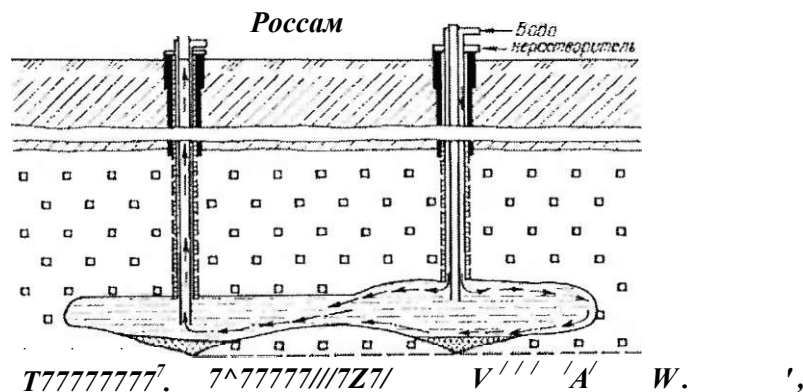


Рис. 10.3. Камерная система отработки соляной залежи сдвоенными скважинами

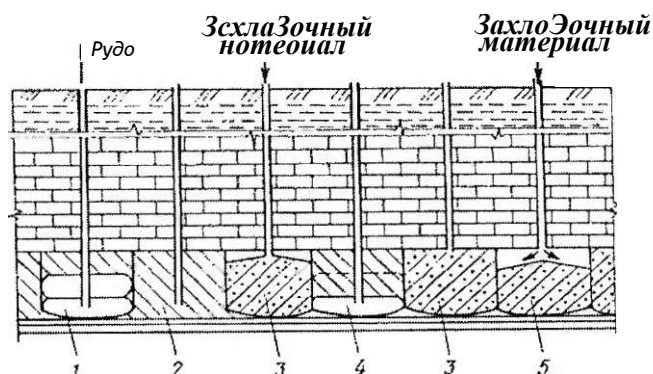


Рис. 10.4. Система разработки с закладкой очистного пространства:

1 — отработываемый блок; 2 — целик; 3, 5 — блоки с закладкой; 4 — отработываемый целик

перевода в подвижное состояние, с учетом проницаемости залежи и устойчивости вмещающих — налегающих пород.

При устойчивых налегающих породах применяют камерные системы разработки с открытым очистным пространством (рис. 10.3). При неустойчивых породах кровли и необходимости предотвращения деформации земной поверхности используют системы разработки с закладкой очистного пространства (рис. 10.4); в этом случае выемочное поле делят на очистные блоки и целики, которые отработывают в определенной последовательности.

Направление отработки залежи, параметры сетки скважин, а именно расстояния между скважинами в ряду и между рядами скважин, очередность ввода скважин в эксплуатацию определяют с учетом гидрогеологических условий залегания месторождения, формы, мощности и угла падения залежи. Сетка скважин бывает квадратной, треугольной, пяти- и шестиугольной.

При отработке залежи с целью уменьшения потерь рабочих агентов и продуктивных флюидов создают минимальное число стыков между отработанными и вновь вводимыми в эксплуатацию участками. Расстояние между

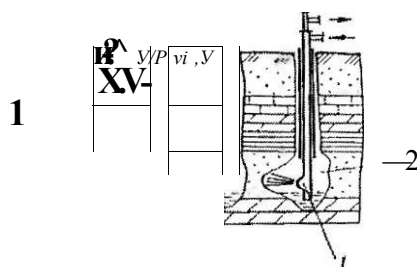


Рис. 10.5. Система разработки с обрушением налегающих пород:

1 — добычной агрегат; 2 — отработываемая камера; 3 — отработанная камера; 4 — обрушенные породы

скважинами зависит от мощности залежи, ее проницаемости, содержания ценного компонента, при-

нятых производительности скважин и полноты извлечения запасов полезного ископаемого. Расстояние между скважинами обычно составляет 20—40 м.

В качестве примеров *технологических схем* могут быть рассмотрены скважинная гидродобыча полезных ископаемых и подземная выплавка серы.

При *скважинной гидродобыче* рыхлые и слабосцементированные полезные ископаемые разрушают — размывают гидромониторной струей воды, а разрушенную массу выдают на земную поверхность эрлифтами, гидроэлеваторами или погружными насосами (рис. 10.5).

Залежь полезного ископаемого вскрывают скважинами диаметром 250—500 мм; отработку залежи ведут камерами с оставлением временных целиков и управляемым обрушением налегающих горных пород.

Достигнуты следующие показатели скважинной гидродобычи песков: производительность эрлифтного подъема по твердому веществу — до 40 м³/ч; расход воздуха на эрлифтный подъем — до 24 м³/ч при давлении до 1.2 МПа; расход воды гидромонитором — до 120 м³/ч при давлении до 6 МПа.

Сущность *метода подземной выплавки серы* (ПВС) заключается в переводе самородной серы из твердого в жидкое состояние путем воздействия на нее перегретой водой, имеющей температуру 160°C, и выдаче жидкой серы по скважине на поверхность земли под давлением сжатого воздуха.

Вскрытие залежи производят скважинами, пробуренными на расстоянии 20—40 м друг от друга. Каждую скважину оборудуют системой труб, по которым подают перегретую воду в серосодержащую залежь и откачивают расплавленную серу в эмульгированном виде на земную поверхность (рис. 10.6).

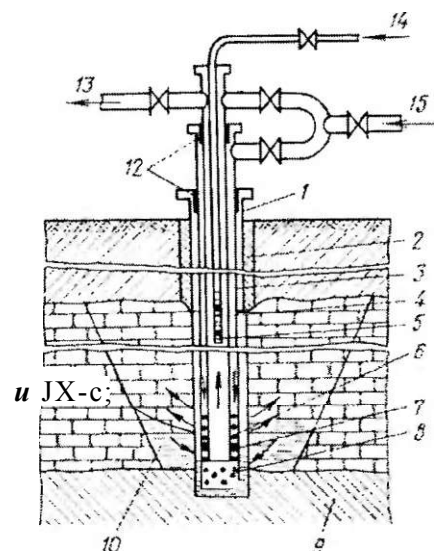


Рис. 10.6. Схема скважины по добыче серы:

1 — обсадная колонна; 2 — затрубная цементация; 3, 4 и 5 — соответственно водоподающая, серная и воздушная колонны; 6 — перфорация для воды; 7 — разделительный пакер; 8 — перфорация для серы; 9 — подстилающие породы; 10 — известняки, содержащие серу; 11 — расплавленная сера; 12 — сальники; 13, 14 и 15 — трубопроводы для выдачи на земную поверхность расплавленной серы, для подачи сжатого воздуха и перегретой воды соответственно

Перегретая вода под давлением поступает в серосодержащую залежь через перфорированный участок трубы, нагревает руду и расплавляет серу. Так как плотность воды меньше плотности расплавленной серы, то сера стекает вниз и через перфорации поступает в серную трубу. Серная труба отделена пакером от водоподающего кольцевого канала.

Под действием сжатого воздуха, который поступает по центральной трубе, расплавленную серу выдают по зазору между серной и воздушной колоннами на земную поверхность.

К основным условиям, определяющим возможность применения метода ПВС, относят следующие: мощность серосодержащей залежи должна быть не менее 10 м; содержание серы в пласте — более 10 %; глубина залегания — 100—600 м; водопоглощение пласта на 1 м его мощности — не менее 0,5 м³/ч; приёмистость скважины — не менее 5 м³/ч при давлении подаваемой воды 10 МПа.

Расширение применения скважинной добычи полезных ископаемых зависит прежде всего от эффективности поиска технических решений, обеспечивающих:

- повышение извлечения из недр ценных компонентов до 40—50 % и более;
- локализацию выемочных участков месторождений;
- сохранение режима и состава подземных вод;
- применение замкнутого водооборота;
- получение из недр земли продуктов высокого качества;
- экологическую чистоту способа.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И ЗАДАНИЯ

1. Назовите способы проведения подземных выработок.
2. Раскройте сущность проведения подземных выработок буровзрывным способом.
3. Укажите особенности проведения горизонтальных и восстающих выработок буровзрывным способом.
4. Охарактеризуйте процессы проведения подземных выработок комбайнами.
5. Раскройте сущность технологических процессов строительства шахтных стволов.
6. Назовите виды подземных сооружений.
7. Охарактеризуйте способы строительства подземных сооружений.
8. Расскажите о способах вскрытия шахтных полей.
9. В чем состоит сущность подготовки шахтных полей к очистной выемке полезных ископаемых?

10. Какие существуют системы подземной разработки пластовых месторождений?
11. Охарактеризуйте системы подземной разработки рудных месторождений.
12. Расскажите о процессах очистной выемки угля механизированными комплексами.
13. Охарактеризуйте стадии открытых горных работ при разработке месторождений полезных ископаемых.
14. В чем состоит подготовка карьерного поля к выемке полезного ископаемого?
15. Какие существуют способы подготовки горных пород к выемке при открытых горных работах?
16. Охарактеризуйте выемочно-погрузочные работы на карьерах.
17. Какие существуют виды карьерного транспорта?
18. Охарактеризуйте вскрышные работы и отвалообразование при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.
19. Расскажите об особенностях систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых.
20. Раскройте сущность гидромеханизации открытых горных работ.
21. В чем заключается сущность гидромеханизации подземных горных работ?
22. Расскажите об особенностях скважинной добычи полезных ископаемых.

В природе
tlXsfrl trW4tcU
бесполезного.
Мишель де Монтень
(1533—1592)

Часть III
ПЕРЕРАБОТКА
И ОБОГАЩЕНИЕ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ



ГЛАВА 11. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ. ХАРАКТЕРИСТИКИ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

11.1. Основные понятия и термины

Твердые полезные ископаемые, добываемые из недр земли, в большинстве случаев не могут быть использованы в промышленности без предварительной обработки, поскольку по содержанию ценных компонентов, влажности, крупности и ряду других параметров не соответствуют потребительским нормам качества. Более 80 % природного минерального сырья подвергается первичной переработке на обогатительных фабриках и установках.

Обогащение полезных ископаемых — совокупность процессов первичной обработки минерального сырья для концентрирования полезных компонентов путем удаления пустой породы и разделения минералов.

Методы обогащения полезных ископаемых основаны на различии в физических свойствах минералов и обеспечивают извлечение полезных компонентов, слагающих минеральное сырье, без изменения их фазового состава.

В результате обогащения полезных ископаемых получают окончательный товарный продукт (асбест, известняк и др.), один или несколько концентратов, промежуточный продукт и хвосты.

Концентрат — продукт обогащения полезных ископаемых, в котором содержание ценных компонентов выше, чем в исходном материале и остальных продуктах аналогичных операций обогащения. Концентраты получают название по основному компоненту, концентрирующемуся в них в процессе обогащения (медный, свинцовый и т. д.).

Хвосты — отходы обогащения, состоящие в основном из пустой породы и с незначительным содержанием полезных компонентов, извлечение которых технологически невозможно или экономически невыгодно.

Промежуточные продукты — по минеральному и химическому составу занимают среднее положение между концентратами и хвостами. Промежуточные продукты не являются конечными продуктами обогащения и подвергаются дальнейшей переработке механическими или химическими способами.

Основными технологическими показателями процесса обогащения полезных ископаемых являются извлечение ценных компонентов в концентраты, выход и качество продуктов обогащения.

Качество продуктов обогащения определяется содержанием ценных компонентов, вредных примесей, гранулометрическим составом и должно отвечать требованиям, предъявляемым к ним потребителями. Требования к качеству концентратов называются кондициями, регламентируются они ГОСТами, техническими условиями (ТУ) и временными нормами. Кондициями устанавливаются среднее и минимально или максимально допустимое содержание различных компонентов в конечных продуктах обогащения и, если необходимо, содержание классов определенной крупности в получаемых продуктах, или их гранулометрический состав.

Содержание компонентов в исходном полезном ископаемом a , полученных концентратах P и хвостах 0 обычно измеряют в процентах, а содержание драгоценных металлов — в граммах на тонну продукта, г/т.

Выход продукта обогащения y — количество полученного продукта (концентрата, хвостов), выраженное в процентах или долях единицы к исходному материалу. Суммарный выход всех продуктов обогащения должен соответствовать выходу исходного материала, принимаемому за 100%. При разделении обогащаемого сырья на два конечных продукта — концентрат (с выходом Y_K) и хвосты (с выходом y_{xb}) — это условие записывается равенством (11.1), называемым уравнением баланса продуктов

$$Y_K + Y_{xb} = 100\%. \quad (11.1)$$

Считая, что количество ценного компонента в исходном $100a$ равно его суммарному количеству в концентрате y_{KP} и хвостах Y_{xb} можно составить с учетом равенства (11.1) уравнение баланса компонентов по исходному материалу и продуктам обогащения:

$$100a = Y_{KP} + (100 - Y_K)0. \quad (11.2)$$

Решая уравнение (11.2) относительно Y_K в %, получаем зависимости для расчета выхода концентрата и хвостов:

$$Y_K = 100(a - 0)/(P - 0), y_{xb} = 100(P - a)/(P - 0). \quad (11.3)$$

Извлечение e — показатель, обозначающий, какая часть извлекаемого компонента, содержащегося в исходном материале, перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Извлечение выражается в процентах, реже — в долях единицы и определяется как отношение массы компонента в данном продукте y_p к его массе в исходном материале $100a$.

Извлечение компонента в концентрат, %:

$$e_K = (Y_{KP})100\%/(100a) = y_{KP}/a. \quad (11.4)$$

Если выход концентрата неизвестен, то извлечение компонента в концентрат можно рассчитать по уравнению

$$\delta_K = (p/a)(a - 6) 100 \% / (p - 9), \quad (11.5)$$

полученному подстановкой в уравнение (11.4) выражения для y из уравнения (11.3).

Суммарное извлечение каждого компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %.

Извлечение ценных компонентов в концентрат при обогащении полезных ископаемых составляет от 60 до 95 % и выше.

Степень концентрации K — показатель, обозначающий во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходном материале. Определяется как отношение содержания полезного компонента в концентрате p к содержанию его в исходном материале a :

$$K = p/a. \quad (11.6)$$

Степень концентрации при обогащении полезных ископаемых может быть от 2 до 100.

Степень сокращения R — показатель, обозначающий во сколько раз масса полученного концентрата y_K меньше массы переработанного полезного ископаемого:

$$R = 100/y_K \quad (11.7)$$

Степень сокращения при обогащении полезных ископаемых может составлять от 2 до 50 и более.

Эффективность обогащения полезного ископаемого, %, при разделении его на два продукта обычно определяют по формуле Ханкокка-Луйкена:

$$g = (e - y_K)/(100 - a) 100. \quad (11.8)$$

Процесс весьма эффективен, если $g > 75$ %, эффективен, если $g > 50$ %, и неэффективен, если $g < 25$ %.

Уровень комплексности использования минерального сырья оценивают обобщающим показателем — *коэффициентом комплексности K_K* , представляющим отношение стоимости извлеченных в товарную продукцию полезных компонентов к стоимости полезных компонентов в исходном сырье по единым ценам:

$$K = (yM_{T...}/(\langle \rangle_{ц}))/ (1 M_a C_0 ц), \quad (11.9)$$

где $M_{тш}$ и M_{CI} — массовая доля ценных компонентов соответственно в товарной продукции и в сырье; C_0 — единые оптовые цены, установленные на компоненты в товарном виде.

Качественно-количественные показатели характеризуют техническое совершенство технологического процесса обогащения. При прочих равных условиях, чем выше содержание ценного компонента в концентрате, его извлечение, а также показатели степени сокращения и концентрации, тем выше эффективность обогащения полезного ископаемого.

11.2. Характеристики качества полезных ископаемых

Эффективность переработки и обогащения полезных ископаемых определяется их качеством, основными характеристиками которого являются вещественный и гранулометрический составы, текстурные и структурные особенности его строения, физические и химические свойства полезного ископаемого и составляющих его минералов.

Вещественный состав

Вещественный состав характеризуется содержанием ценных компонентов и примесей, минеральными формами проявления важнейших элементов.

Основным ценным компонентом называют элемент, для получения которого добывают полезное ископаемое, например, медь в медных рудах, железо — в железных рудах.

Кроме основного, в полезных ископаемых содержатся другие *сопутствующие ценные компоненты* в количествах, при которых экономически целесообразно извлекать их либо в общие концентраты вместе с основными компонентами, либо в самостоятельные концентраты.

Например, золото и серебро в полиметаллических сульфидных рудах, цветные металлы в железных рудах, редкие элементы в углях и др.

Полезными примесями называют ценные элементы, содержащиеся в полезном ископаемом, которые могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Например, хром и вольфрам в железных рудах.

Вредными примесями называют элементы, присутствующие в полезном ископаемом совместно с основным ценным компонентом и ухудшающие его качество. Например, сера и фосфор в железных рудах, сера в углях.

Основной характеристикой органической массы углей является элементный состав: содержание углерода, водорода, азота и кислорода, которое пересчитывают на горючую массу с учетом влажности, зольности, общего содержания серы.

Влажность IV^d — процентное содержание влаги в угле. Внутренняя влага составляет в коксующихся углях 2—4 %, в бурых углях — до 14 %. Внешняя влага (капиллярная, свободная) в углях различной крупности равна 4*7 %.

Зольность A^c — процентное содержание минеральных (негорючих) примесей в угле. Определяется сжиганием пробы угля при $800 \pm 25^\circ\text{C}$. Зольность является основным показателем качества углей и составляет у канско-ачинских углей 8—11 %; у новокузнецких ~15 %; у печорских -24 %.

Содержание серы также различно в углях разных бассейнов. Например, в углях Кузнецкого бассейна оно составляет 0,5—1,0 %, в углях Кизеловского бассейна — 3,5—9,4 %.

Выход летучих веществ V , представляющий собой количество паровых и газообразных продуктов разложения угля при температуре $\sim 850^\circ\text{C}$ без доступа воздуха, определяется в процентах к горючей массе. Выход летучих веществ у бурых углей составляет 45—55 %, у каменных углей — 8—50 %. Выход летучих является основным показателем при классификации углей по маркам качества. В зависимости от выхода летучих различают следующие марки углей: Д — длиннопламенный, $V > 37$ %; Г — газовый, $V > 35$ %; Ж — жирный, $V = 27\text{--}35$ %; К — коксовый, $V = 18\text{--}27$ %; ОС — отощенный слабоспекающийся, $V = 14\text{--}22$ %; Т — тощий, $V = 17\text{--}9$ %; А — антрацит, $V < 9$ %.

Минеральные формы проявления элементов, входящих в состав полезного ископаемого, характеризуются минералогическим составом, который во многом определяет технологические показатели извлечения каждого компонента из полезного ископаемого и качество получаемых концентратов. Например, при магнитном обогащении железных руд извлекается магнетит Fe_3O_4 , в то время как другие минеральные формы железа — гематит Fe_2O_3 , лимонит $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, сидерит FeCO_3 — не являются сильномагнитными и теряются с отходами обогащения.

В соответствии с минеральными формами проявления основных ценных компонентов руды цветных металлов различают как сульфидные, окисленные и смешанные.

Руды железа: магнетитовые, титаномagnetитовые, гематитомартитовые, бурожелезняковые и сидеритовые.

Руды марганца: браунитовые, псиломелан-вадовы, пиролюзитовые, смешанные и комплексные.

Горно-химическое сырье: апатитовые, апатит-нефелиновые, фосфоритовые и сильвинитовые руды.

Ископаемые угли представлены различными литологическими типами (витрен, кларен, дюрэн, фюзен), отличающимися по внешней структуре, химическому составу, физическим свойствам и представляющими собой определенное сочетание микрокомпонентов.

Текстурные и структурные особенности

Текстурные и структурные особенности строения полезного ископаемого характеризуются крупностью, формой, пространственным расположением минеральных включений и агрегатов.

Основными формами минеральных зерен являются идиоморфная (ограниченная гранями кристалла), аллотриоморфная (ограниченная формой заполняемого пространства), коллоидная, эмульсионная, пластинчатая — реликтивно-остаточная, осколки и обломки.

В зависимости от преобладающего размера минеральных выделений различают крупную (20—2 мм), мелкую (2—0,2 мм), тонкую (0,2—0,02 мм).

весьма тонкую или эмульсионную (0,02—0,002 мм), субмикроскопическую (0,002—0,0002 мм) и коллоидно-дисперсную (< 0,0002 мм) вкрапленность минералов.

Текстура руды характеризует взаимное расположение минеральных агрегатов и может быть самой разнообразной. В полосчатых и слоистых рудах агрегаты примыкают друг к другу; в конкреционных — располагаются один внутри другого; в петельчатых — проникают друг в друга; в кокардовых — одни минеральные агрегаты последовательно окаймляются другими.

Характеристика минеральных выделений является основой для разработки технологии и прогноза показателей переработки полезных ископаемых.

Чем крупнее вкрапленность минералов и совершеннее формы их выделений, тем проще технология и выше показатели переработки полезного ископаемого.

Гранулометрический состав

Гранулометрический состав характеризуется количественным распределением зерен полезного ископаемого по крупности. Крупность частиц принято характеризовать средним диаметром d_{cp} , зависящим от длины C , ширины b и высоты h частицы:

$$d_{cp} = (f + b)/2, \quad d_p = (C + b + h)/3, \quad \alpha_p = M. \quad (11.10)$$

Для определения гранулометрического состава полезного ископаемого проводят ситовый анализ с разделением на классы крупности, ограниченные размерами максимального и минимального зерен в них. Принятое обозначение класса крупности $(-a+v)$ означает, что все зерна в этом классе по размеру меньше чем (a) , но больше, чем (v) .

Для проведения ситового анализа применяют стандартный набор сит с модулем λ/Γ_0 для руд. Π/Γ_0 для углей или — по шкале Тейлора.

Определение гранулометрического состава часто сопровождается анализом распределения отдельных элементов в различных классах крупности, зольности, а также соотношения между свободными зернами и сrostками в них при различной степени измельчения полезных ископаемых.

Данные гранулометрического состава используют при разработке технологии переработки и обогащения полезных ископаемых.

Физические и химические свойства

Важнейшими физическими свойствами полезного ископаемого и составляющих его минеральных компонентов, определяющими технологию переработки, выбор методов и способов обогащения, являются следующие: механические, плотностные, радиационные, магнитные и электрические.

Механическая прочность (крепость) руд и углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, абразивностью, временным сопротивлением сжатию и определяет энергетические затраты при их дроблении и измельчении, а также выбор дробильно-измельчительного и обогащательного оборудования.

Плотность горных пород ρ определяется плотностью слагающих их минералов, которые делят на тяжелые — $\rho > 4 \cdot 10^3 \text{ Кг/М}^3$, средние — $\rho = 4,0 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ и легкие — $\rho < 2,5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$. Плотность органической массы угля зависит от его природы, стадии метаморфизма, петрографического состава и может изменяться от $1,16 \cdot 10^3$ до $1,53 \cdot 10^3 \text{ Кг/М}^3$. Различия в плотности минералов используют для их разделения методами гравитационного обогащения.

Радиационные свойства минералов проявляются при взаимодействии их с электромагнитным излучением (люминесценция, фотоэффект, эффект Комптона, флюоресценция и др.). Разделение минералов основано на различии интенсивности испускания или ослабления ими излучений.

Магнитные свойства минералов проявляются в магнитном поле. Мерой оценки магнитных свойств минералов служит их магнитная проницаемость (μ) и связанная с ней магнитная восприимчивость $\chi = \mu - 1$. Магнитные свойства определяются в основном химическим составом и отчасти структурой минералов. Повышенная магнитная восприимчивость свойственна минералам, в состав которых входят железо, никель, марганец, хром, ванадий и титан.

По магнитной проницаемости и характеру зависимости магнитных свойств от напряженности внешнего магнитного поля различают минералы диамагнитные — $\rho < 1$, $\chi < 0$, парамагнитные — $\rho > 1$, $\chi > 0$ и ферромагнитные — $\rho \gg 1$.

Угольное вещество является диамагнитным, а минеральные примеси в нем — парамагнитными.

Различия магнитных свойств минералов используют для разделения их методами магнитного обогащения.

Электрические свойства минералов характеризуются электропроводностью и диэлектрической проницаемостью.

Мерой электропроводности служит удельное электрическое сопротивление $\rho^{\wedge}$ и удельная электропроводность $1/\rho^{\wedge}$. По величине удельного электрического сопротивления и типу электронного строения все минералы подразделяют на проводники — $\rho^{\wedge} = 10^{-6} - 10^2 \text{ (Эм-м)}$, полупроводники — $\rho^{\wedge} = 10^3 - 10^6 \text{ Ом-м}$ и диэлектрики — $\rho^{\wedge} = 10^8 - 10^{17} \text{ Ом-м}$. К минералам-полупроводникам относят большинство сульфидов, некоторые оксиды и ископаемые угли. К минералам-диэлектрикам — минералы с типично ионной или ковалентной связью: галоиды, силикаты, некоторые соли кислотных кислот.

Диэлектрическая проницаемость ϵ большинства силикатов (кварц, слюда) составляет 4—5, у солей кислородных кислот (кальцит, апатит) — 6—8, у некоторых оксидов — до 80 и более (у рутила 8 ~ 130).

Различия электрических свойств минералов используют для разделения их методами электрического обогащения.

Смачивание — проявление межмолекулярного взаимодействия на границе соприкосновения трех фаз — твердого тела, жидкости и газа, — выражающееся в растекании жидкости по поверхности твердого тела. Мерой смачиваемости служит величина краевого угла смачивания θ

$$\cos\theta = (\sigma_{\text{тг}} - \sigma_{\text{лж}})/\sigma_{\text{жг}}, \quad (11.11)$$

где σ — поверхностное натяжение на границе соответствующих фаз.

В предельных случаях: $\theta = 0$ — полное смачивание (гидрофильное тело); $\theta = 180^\circ$ — полное отсутствие смачивания (гидрофобное тело).

Различия в смачиваемости поверхности тонкоизмельченных минеральных частиц используют для разделения их методами флотационного обогащения.

Растворимость — способность минералов растворяться в неорганических и органических растворителях. Перевод твердой фазы в жидкое состояние можно осуществлять растворением в результате диффузии и межмолекулярного взаимодействия или за счет химических реакций. Идеальную растворимость твердых тел в жидкости можно вычислить по уравнению И. Ф. Шредера:

$$\ln N = -\Delta T_{\text{пл}} / (RT_{\text{пл}}^2), \quad (11.12)$$

где N — мольная доля растворенного вещества в растворе; $\Delta T_{\text{пл}}$ — теплота плавления моля твердого вещества, кДж/моль, $T_{\text{пл}}$ — температура плавления, К; R — температура растворения, К; R — универсальная газовая постоянная.

Реальная растворимость твердых тел определяется эмпирически. Различия в растворимости минеральных компонентов используют в химических методах обогащения руд.

ГЛАВА 12. ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ОБОГАЩЕНИЯ

12.1. Усреднение качества полезных ископаемых

Усреднение — процесс повышения однородности качественного состава добываемого полезного ископаемого.

Отклонение фактического качества полезного ископаемого от проектного может быть обусловлено несовпадением предполагаемых и фактических природных закономерностей залегания полезного ископаемого в недрах, несовпадением планового и фактического количества руды или угля, выдаваемого из каждого забоя, и другими факторами. Колебания показате-

лей качества полезного ископаемого выше допустимых (5—10 %) приводят к снижению качества получаемых концентратов и требуют изменения параметров технологического процесса переработки.

Усреднение обеспечивается смешиванием перерабатываемых руд или углей в процессе их добычи, транспортирования, подготовки к обогащению и при обогащении. Усреднение следует осуществлять по всем показателям качества, влияющим на эффективность переработки полезного ископаемого. Для руд такими показателями являются содержание основных, сопутствующих и вредных компонентов, соотношение минеральных форм компонентов, крупность вкрапленности, дробимость и измельчаемость. Для углей — обогатимость, гранулометрический состав, зольность, влажность и выход летучих.

Основным критерием оценки колебаний качества добываемого сырья считают среднее квадратическое отклонение σ или коэффициент вариации w контролируемых параметров.

Эффективность усреднения оценивают *по степени усреднения* S , равной соотношению средних квадратических отклонений показателей качества неусредненного полезного ископаемого σ_n и усредненного σ_y .

Усреднение в процессе добычи сырья осуществляют путем регулирования объемов добычи из различных забоев с различных участков, а также в процессе перемешивания материала при массовых взрывах, при перегрузочных и транспортных операциях.

Усреднение добытых полезных ископаемых перед их переработкой выполняют двумя основными способами: штабельным складированием на открытых и закрытых складах, бункерным или полубункерным складированием.

Усреднение на складах осуществляют путем укладки усредняемого материала в штабели тонкими параллельными слоями с последующим забором материала из штабеля в направлении, перпендикулярном слоистости. Укладку ведут горизонтальными или наклонными слоями. Усреднительные системы на таких складах представляют собой комплекс машин, содержащий оборудование для подачи материала, штабелеукладчик, машину для отбора материала из штабеля, транспортные средства для перемещения усредненного материала. Производительность таких систем может составлять до 1500—2000 т/ч при крупности материала 100—150 мм.

Для усреднения крупнокусковых руд и углей (до 300 мм) применяют также *екчады*, состоящие из последовательно загружаемых цилиндрических железобетонных бункеров. Разгрузку материала производят снизу пластинчатыми питателями на общий конвейер из всех бункеров по определенной программе.

Усреднение в бункерах основано на равномерном дозировании полезного ископаемого различного состава из отдельных аккумулирующих бункеров на сборный конвейер, подающий материал для технологического процесса переработки. Наибольшее распространение усреднение в бункерах по-

лучило при обогащении углей на фабриках большой мощности, на которые уголь поступает от нескольких шахт.

Загрузку ячеек усреднительных бункеров осуществляют послойно или последовательно при помощи автоматической самоходной разгрузочной тележки, устанавливаемой на подающем конвейере. Разгрузку выполняют пластинчатыми или тарельчатыми питателями через отверстия в нижней части бункера на общий конвейер.

Эффективность усреднения зависит от объема бункера, равномерности послойной загрузки и выгрузки материала, числа выпускающих отверстий (дозаторов).

Для усреднения небольших по производительности непрерывных потоков измельченного материала применяют различные конструкции смесительных машин и емкостей.

12.2. Дробление и измельчение

Дробление и измельчение применяют для доведения минерального сырья (и других материалов) до необходимой крупности, требуемого гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов.

Между дроблением и измельчением нет принципиальных различий. Условно считают, что при дроблении получают продукт с максимальным размером зерен более 5 мм, а при измельчении — менее 5 мм.

Дробление — процесс разрушения кускового минерального сырья под действием внешних механических сил путем раздавливания, раскалывания, удара или их сочетания, его осуществляют в специальных машинах, называемых дробилками.

Измельчение — процесс уменьшения размеров кусков минерального сырья в результате ударного и истирающего воздействия внешних механических сил для раскрытия сростков минералов, его осуществляют в специальных машинах, называемых мельницами.

Дробление и измельчение являются подготовительными операциями обогащения и предназначены для разъединения, называемого раскрытием, рудных зерен различных минералов, содержащихся в полезном ископаемом в виде тесно переплетенных сростков. Чем полнее раскрываются, освобождаются один от другого минералы при дроблении и измельчении, тем успешнее идет последующее обогащение полезного ископаемого.

Оценку результатов дробления и измельчения выполняют по степени дробления, измельчения и эффективности работы дробилок и мельниц.

Степень дробления или измельчения i — отношение диаметра максимального куска исходного материала D_{max} к диаметру максимального куска продукта дробления или измельчения d_{max}

$$i = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}} \quad (12.1)$$

Таблица 12.1

Предельные значения крупности по стадиям дробления и измельчения

Стадия	Д _{нач} питания, мм	Д _{кон} * дробленного продукта, мм	К ^н тах ^н тах
Дробление:			
крупное	1500—500	350—100	4,3—5
среднее	350—100	100—40	3,5—2,5
мелкое	100—40	30—10	3,3—4,5
Измельчение:			
грубое	30—10	5—2	6—5
тонкое	5—2	1—0,5 и менее	5—40 и более

На обогатительных фабриках дробление и измельчение руд обычно производят последовательно в несколько приемов (стадий), так как получить необходимую степень дробления для полного раскрытия рудного минерала в одной дробильной машине не представляется возможным.

Стадии дробления и измельчения различают в зависимости от номинальной крупности исходного материала и конечного продукта (табл. 12.1).

Конечная крупность дробленого и измельченного материала, направляемого на обогащение, определяется размером вкрапленности полезных минералов, представляющей собой крупность зерен и агрегатов в массиве.

Эффективность работы Э, т/(кВт·ч), дробилок и мельниц характеризуется отношением массы дробленого и измельченного продукта М, т, к израсходованной энергии Q, кВт·ч:

$$\mathcal{E} = M/Q. \quad (12.2)$$

Величина обратная Э называется удельным расходом энергии, кВт·ч/т:

$$q_{уд} = Q/M. \quad (12.3)$$

Энергия, расходуемая на дробление и измельчение, поглощается упругими и пластическими деформациями, преобразуется в поверхностную энергию вновь образуемых поверхностей измельченных зерен и рассеивается в окружающей среде в виде тепловых, звуковых и других потерь.

Известно несколько закономерностей дробления, характеризующих зависимость работы, которую затрачивают на дробление и измельчение, от результатов дробления и измельчения, т. е. от крупности конечного продукта:

$$A = KD^n. \quad (12.4)$$

где K — коэффициент пропорциональности, Дж/м²; D — характерный размер куска, м; n — показатель степени по Кирпичеву—Кику равен 3, по Реттингеру — 2, по Бонду — 2,5.

Все предложенные законы дробления практически описывают различные участки графика изменения удельного расхода энергии на дробление и измельчение $E_{уд} = S/(.?)$, где S — площадь вновь образованной поверхности.

12.2.1. Дробилыш-измельчительные машины

Общая классификация дробильно-измельчительного оборудования основана на принципе их действия, т. е. на способе разрушения, который определяется видом энергии, непосредственно используемой для разрушения материала. Энергия разрушения может быть результатом механической работы дробящих элементов, как это происходит в дробилках и мельницах, или энергии сжатого воздуха, газа, пара или воды, как это имеет место при взрывном дроблении и измельчении.

На обогатительных фабриках в настоящее время применяют почти исключительно механические дробилки: щековые, конусные, валковые, роторные, а также барабанные мельницы — шаровые, стержневые и самоизмельчения.

Щековые дробилки используют в основном для крупного и среднего дробления. Основными конструктивными элементами щековых дробилок являются (рис. 12.1) неподвижная и подвижная щеки, распорные плиты, шарнирные опоры подвижной щеки и приводной механизм.

Различают дробилки с простым и сложным движением щеки. В первом случае подвижная щека подвешена на оси и получает движение от эксцентрикового вала, на эксцентрик которого свободно висит вертикальный шатун. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон через вкладыши упираются распорные плиты, закрепленные противоположными концами — одна в подвижную щеку, вторая — в гнездо упора задней стенки станины. Для изменения ширины разгрузочной щели дробилки упор передвигают и закрепляют винтом. Это устройство представляет собой механизм изменения ширины выпускной щели. К подвижной щеке прикреплена штанга с пружиной, оттягивающей щеку при обратном ходе. При вращении эксцентрикового вала подвижная щека получает маятниковые качания, приближаясь и удаляясь от неподвижной щеки, производя при этом дробление находящегося в дробильной камере материала.

Массовая производительность щековых дробилок Q , т/ч, может быть подсчитана по эмпирической формуле

$$Q=0{,}Lb, \quad (12.5)$$

где L и b — размеры разгрузочного отверстия, см.

Степень дробления материала в щековых дробилках обычно составляет от 3 до 4. Ее можно регулировать изменением ширины разгрузочного отверстия.

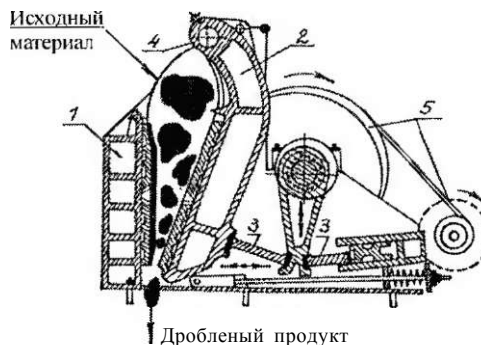
Осуществляют промышленный выпуск дробилок ЩДП и ЩДС различных типоразмеров с размерами приемных отверстий от 175x250 до 1500x2100 мм.

Рис. 12.1. Принципиальная схема щековой дробилки:

1 — неподвижная щека; 2 — подвижная щека; 3 — распорные плиты; 4 — шарнирная опора; 5 — механизм привода

Рис. 12.2. Принципиальная схема конусной дробилки:

1 — корпус; 2 — неподвижный конус; 3 — подвижный дробящий конус; 4 — вал; 5 — эксцентриковый стакан; 6 — привод; $B_{\text{н}}$, $B_{\text{п}}$ — наименьшая и наибольшая ширина разгрузочного отверстия



Конусные дробилки предназна-
/irirtt\

чают для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

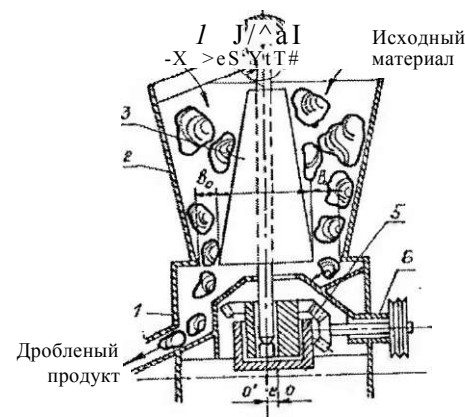
Дробилка ККД (рис. 12.2.) состоит из станины с размещенным на ней неподвижным конусом. Внутри неподвижного конуса располагается вал, на котором жестко закреплен дробящий конус. Верхний конец вала шарнирно подвешен на траверсе, а нижний свободно вставлен в эксцентриковый стакан. Ось 0—0 вала незначительно наклонена к оси симметрии 0'—0' корпуса дробилки, следовательно, к оси эксцентрикового стакана. Таким образом, обеспечивается определенное значение эксцентриситета e .

Эксцентриковый стакан посредством конических шестерен вращается в центральном вертикальном подшипнике корпуса дробилки. При вращении эксцентрикового стакана вокруг оси 0—0 ось вала описывает коническую поверхность, вследствие чего подвижный дробящий конус совершает внутри неподвижного конуса круговые движения, приближаясь или удаляясь на каждые пол-оборота к той или другой расположенной напротив стороне неподвижного конуса. Дробление материала, загружаемого в верхнюю часть дробилки, таким образом, происходит в кольцевом рабочем пространстве между неподвижным и подвижным конусами путем раздавливания и истирания.

Для приближенного расчета производительности Q , т/ч, конусных дробилок ККД можно использовать эмпирическую формулу

$$Q = 2 \sqrt{0,6 \sim 0,8} (2B + 1)^{0,5}, \quad (12.6)$$

где B — ширина приемного отверстия, м; K — коэффициент разрыхления; ρ — плотность дробимого материала, т/м³.



Дробилки КСД и КМД отличаются от дробилок типа ККД способом установки и формой дробящего конуса.

Степень дробления конусных дробилок составляет от 3 до 5.

Специалистами ОАО «Механобр-Техника» разработана конструкция инерционной безэксцентриковой конусной дробилки КИД, позволяющей получать равномерный по крупности продукт при степени дробления 25—30.

Валковые дробилки (рис. 12.3, а) используют принцип раздавливания и раскалывания материала, находящегося в рабочем пространстве между движущимися гладкими, рифлеными или зубчатыми цилиндрическими поверхностями.

В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют валковые дробилки следующих типов: одновалковые — для дробления агломерата и угля; двухвалковые с гладкими и рифлеными валками — для дробления горных пород и руд; двухвалковые с зубчатыми валками — для дробления угля и мягких пород; четырехвалковые с гладкими валками — для дробления кокса и известняка на агломерационных фабриках.

Молотковые и роторные дробилки (рис. 12.3, б) с вращающимся ударным ротором подразделяют на два типа: молотковые с шарнирно подвешенными молотками и роторные с жестко закрепленными лопатками (билами).

Молотковая нереверсивная дробилка с решеткой состоит из сварного корпуса и ротора. Для защиты от износа торцовые стенки корпуса облицованы футеровочными плитами. Исходный материал попадает на быстро вращающийся ротор со свободно подвешенными молотками и отбрасывается на отбойные плиты. Дробление производится ударами молотков по материалу и ударами кусков об отбойные плиты. Дробленный материал разгружают через решетку, здесь же на решетке происходит додрабливание крупных кусков.

В роторной дробилке дробление осуществляют жестко установленными на барабане билами. Материал додрабливается при его ударе о неподвижную и подвижную плиты.

Молотковые и роторные дробилки применяют для крупного, среднего и мелкого дробления различных полезных ископаемых — хрупких, мягких и средней крепости. Достоинства этих дробилок заключаются в простоте их конструкции, компактности, надежности и относительно высокой степени дробления (10—20 и более). Основным недостатком роторных дробилок — быстрый износ молотков, бил и решеток, вследствие чего долговечность дробилок снижается. Для молотковых дробилок применяют молотки различной массы (от 3 до 180 кг) и формы в зависимости от крупности и твердости дробимого материала. Молотки изготавливают из стали с наплавкой твердыми сплавами.

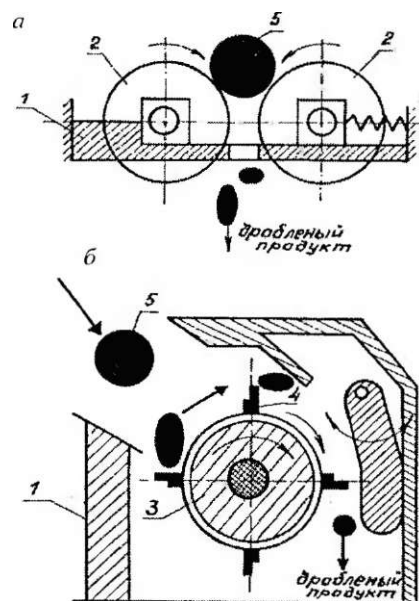


Рис. 12.3. Принципиальные схемы валковой (а) и молотковой (б) дробилок:

1 — корпус; 2 — валки; 3 — ротор; 4 — молоток; 5 — кусок полезного ископаемого

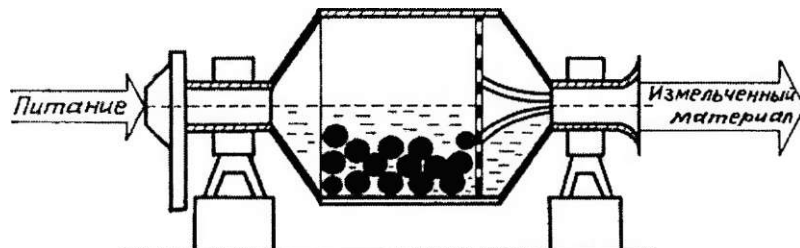


Рис. 12.4. Принципиальная схема барабанной мельницы

Барабанная мельница (рис. 12.4) представляет собой цилиндрический, иногда цилиндроконический барабан, опирающийся пустотелыми цапфами на подшипники и заполненный до определенного уровня измельчающими телами: стальными шарами, стержнями. При вращении барабана материал вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем скатывается или падает вниз, подвергаясь измельчению за счет ударов и трения в слоях измельчающей среды.

Процесс измельчения материала происходит непрерывно при его движении вдоль барабана от загрузки через пустотелую цапфу до выгрузки из цапфы.

Выгрузку продуктов измельчения можно осуществлять за счет перепада уровней загрузки и разгрузки, а также посредством выноса из мельницы измельченного продукта потоком воды или воздуха. Барабанные мельницы различают по форме барабана, по виду измельчающих тел, используемому способу измельчения и принципу разгрузки измельченного продукта. Форма барабана зависит от принятых соотношений диаметра барабана и его длины D/L . В качестве измельчающих тел применяют металлические шары, стержни или крупные куски исходной руды; разгрузка может осуществляться через решетку или свободным сливом посредством выноса водным потоком.

Стержневые мельницы МСЦ применяют в I стадии измельчения руды до крупности 1—5 мм. Мелющими телами в них являются стальные стержни, длина которых на 25—50 мм меньше внутренней длины барабана мельницы.

Шаровые мельницы МШР и МШЦ используют в основном во II и III стадиях измельчения для получения продуктов крупностью 80—90 % класса -0,074 мм.

Мельницы самоизмельчения. Сущность рудного самоизмельчения заключается в том, что содержащиеся в руде крупные куски измельчают более мелкие и одновременно измельчаются сами.

При самоизмельчении в мельницу можно загружать руду крупностью до 500 мм, т. е. исключается необходимость в мелком, среднем, а иногда и в крупном дроблении.

Для первичного мокрого самоизмельчения применяют мельницы «Каскад» — $D/L = 2^3$, рудно-галечные — $D/L = 1,5^2$; для сухого самоизмельчения используют мельницы «Аэрофол» — $D/L = 3^4$.

Механизм движения мелющих тел в мельницах определяется частотой вращения барабана, степенью заполнения мельницы дробящей средой и взаимодействием ее с футеровкой барабана.

Критическая частота $n_{кр}$, мин⁻¹, вращения барабана мельницы определяется по формуле

$$n_{кр} = 42.3/\sqrt{D} \quad (12.7)$$

где D — диаметр барабана мельницы, м.

Рабочая частота вращения барабана мельницы составляет порядка 0,7 $n_{кр}$.

Производительность мельницы Q , т/ч, можно определить по эмпирической формуле

$$Q = K_m D^{2.5} L, \quad (12.8)$$

где D , L — соответственно диаметр и внутренняя длина барабана, м; K_m — коэффициент измельчаемости, для мягких руд $K_{113} = 1,5-2$, для руд средней твердости $K_m = 1$ и для твердых руд $K_m = 0,5-1,7$.

12.3. Классификация по крупности

Классификация твердых полезных ископаемых по крупности — процесс разделения исходного материала на два или более классов по крупности. Классификация может быть мокрой — в водной среде и сухой — в воздушной среде. Основные процессы классификации — грохочение и гидравлическая классификация.

Грохочение — разделение зернистого материала на классы крупности, осуществляемое на просеивающих поверхностях. В качестве рабочих просеивающих поверхностей применяют колосниковые решетки, штампованные литые и сварные решета, проволочные и резиновые сита. Оставшийся на просеивающей поверхности продукт называют *надрешетным*, а прошедший через отверстия — *подрешетным*.

Колосниковые решетки набирают из колосников, параллельно скрепленных между собой со строго определенными зазорами (250 мм). Зазор между соседними колосниками определяет максимальный размер зерен подрешетного продукта.

Решета применяют для грохочения по крупности от 10 до 100 мм. Изготавливают их из стальных листов методом штамповки, они бывают также сварные. Отверстия в решете — круглые, квадратные, а также овальные и прямоугольные располагают в шахматном порядке и «в елочку».

Сита бывают тканые, плетеные, струнные и шпальтовые. Тканые и плетеные сита изготавливают преимущественно с квадратными прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, латунной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В последнее время производят резиновые, капроновые и капроносталевые сита.

Отношение суммарной площади отверстий к общей площади просеивающей поверхности называют коэффициентом живого сечения.

Крупность продуктов принято выражать в миллиметрах и микронах. Размер отверстий тканых сит в зарубежной и часто в отечественной практике характеризуется числом меш — числом отверстий, приходящихся на один линейный дюйм сетки.

Эффективность грохочения E — показатель, характеризующий точность разделения материала по крупности при грохочении в реальных условиях.

Для вычисления показателя эффективности грохочения имеется несколько формул. В простейшем случае, когда зерна крупнее заданного размера не попадают в подрешетный продукт, что происходит при исправной просеивающей поверхности, эффективность грохочения, %, может быть получена из выражения

$$E = P_n Y_{пк} \quad (12.9)$$

где p_n — содержание нижнего класса крупностью менее d_{mi} в подрешетном продукте, %; $y_{п}$ — выход подрешетного продукта крупностью менее $d_{пк}$, %; a — содержание класса крупностью менее d_m в поступающем на грохочение материале, %.

На эффективность грохочения влияет большое число факторов, в том числе конструктивные особенности приводного механизма и режим грохочения, ситовый состав исходного продукта, его влажность, форма зерен, размер отверстий сита и производительность грохота по исходному продукту, а также способ грохочения.

Гидравлическая классификация — разделение смеси минеральных частиц на классы различной крупности по скоростям их падения в жидкой среде. Гидравлическая классификация может быть в горизонтальном или восходящем потоке с разделением частиц в условиях свободного или стесненного падения под воздействием силы тяжести или центробежных сил.

Процесс гидравлической классификации обусловлен закономерностями движения минеральных частиц в водной среде, зависящими от размеров, формы, плотности частиц, динамического и вязкостного сопротивлений среды. Из-за сложности происходящих при этом явлений скорость падения частиц в среде определяют по эмпирическим формулам. Например, конечную скорость свободного падения в воде v_D шарообразных частиц крупнее 1 мм можно определить по формуле Риттингера:

$$v_D = R[d(5 - 1000)]^{0.5}, \quad (12.10)$$

где R — числовой коэффициент; d — диаметр частицы, мм; 5 — плотность частицы, кг/м³.

Конечную скорость v_{CT} стесненного падения частиц крупностью от 0,1 до 12,5 мм, происходящего в условиях массового падения частиц в ограниченном пространстве, вычисляют по формуле Ханкока:

$$v_{CT} = v_D e^2, \quad (12.11)$$

где 0 — коэффициент разрыхления массы частиц, $0 < 8$.

При классификации в восходящем потоке крупность зерен, выделяемых в слив или пески, определяется соотношением скорости их падения v_0 и скорости восходящего потока U . Если для данного зерна $v_0 > U$, то оно перейдет в пески, если $v_0 < U$, то зерно будет вынесено потоком в слив классификатора. При получении нескольких классов их выделение осуществляется при различных скоростях восходящих потоков. Отношение значений скоростей восходящих потоков, при которых происходит выделение смежных классов, называют коэффициентом шкалы гравитационной классификации S_r :

$$S_r = \frac{W}{V_0} - V_0 \left(\frac{f}{U} \right) / V_0. \quad (12.12)$$

При классификации в горизонтальном потоке каждая частица перемещается в горизонтальном направлении со скоростью горизонтального потока среды U и по вертикали по действием силы тяжести с конечной скоростью падения v_0 . При глубине сливающегося потока h и длине классификатора $\{$, если $f/U < h/v_0$ то частица уйдет со сливом, а если $U > h/v_0$ то — в пески.

Для классификации в центробежном поле применяют или неподвижные цилиндрические аппараты, в которые пульпа или аэросуспензия подаются под давлением $(0,5-3,0) \cdot 10^6$ Па тангенциально к внутренней поверхности цилиндра, или вращающиеся цилиндрические аппараты. Вращение пульпы и образование центробежных полей с ускорением в десятки и тысячи «г» позволяет резко снизить крупность разделения по сравнению с гравитационной классификацией. Отношение ускорений центробежного ω^2 и гравитационного a_g силовых полей называют фактором разделения $\Gamma_{\text{разд}}$.

$$\Gamma_{\text{разд}} = a_{\text{ц}} / a_g = (nRn / \omega^2) / (Rg) \sim Rn^2 / 900. \quad (12.13)$$

Значение $F_{\text{разд}}$ зависит от n , об/мин, и радиуса вращения R , м. Например, при $\Gamma_{\text{разд}} = 100$ частица крупностью 30 мкм будет двигаться в центробежном поле с той же скоростью, что и частица размером 300 мкм в гравитационном поле.

На практике четкость разделения при классификации нарушается циркуляционным движением потока, перемешиванием частиц его турбулентными вихрями и другими технологическими причинами. Поэтому в песках всегда присутствуют мелкие частицы, а в сливе — часть крупных частиц.

Эффективность классификации определяют по формуле Ханкока-Луйкена:

$$\tau = [(e-y)/(100a)] 100 \%, \quad (12.14)$$

где e — извлечение; y — выход продукта; a — содержание расчетного класса в исходном материале.

12.3.1. Машины и аппараты для классификации по крупности

Грохот — машина для разделения исходного материала на два и более класса по крупности, для отмывки или обезвоживания на просеивающей поверхности (рис. 12.5).

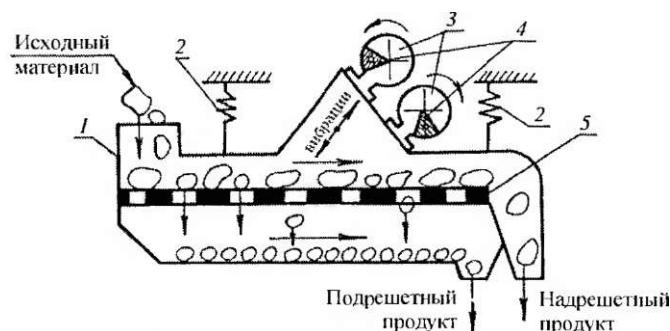


Рис. 12.5. Принципиальная схема грохота:

/ — короб; 2 — амортизаторы; 3 — вибровозбудитель; 4 — дебалансы; 5 — сито

Известно большое число различных конструкций грохотов, предназначенных для разделения полезных ископаемых на классы крупности, но принцип действия у всех один и тот же — разделение по крупности происходит путем отсева мелочи из поступающего на грохочение материала при его перемещении в разрыхленном состоянии вдоль просеивающей поверхности. Различие отдельных типов грохотов заключается в способе разрыхления материала на просеивающей поверхности грохота. По конструкции грохоты подразделяют на неподвижные плоские и криволинейные, валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные и инерционные с круговыми движениями, вибрационные с прямолинейными возвратно-поступательными движениями — резонансные.

Все механические грохоты делят на легкие, средние и тяжелые, предназначенные для грохочения материалов с насыпной плотностью соответственно 1; 1,6 и более $2,5 \text{ т/м}^3$. Условно различные типы грохотов обозначают буквами и цифрами. Первая буква Г означает грохот, вторая буква Г — гидрогохот, И — инерционный, С — самобалансный, Р — резонансный, Ц — цилиндрический, Д — двухкоробный, Л — легкого типа, С — среднего, Т — тяжелого типа. Первая цифра числового обозначения характеризует ширину короба грохота: 3 — 1250 мм, 4 — 1500 мм, 5 — 1750 мм, 6 — 2000 мм, 7 — 2500 мм, вторая цифра показывает число сит. Например, ГИЛ-43 — грохот инерционный легкого типа с шириной короба 1500 мм, трехситовый.

Гидравлический классификатор — аппарат, в котором исходный материал разделяют по крупности методом отстаивания без применения просеивающей поверхности.

Гидравлические классификаторы по принципу действия условно делят на две группы:

- классификаторы, в которых разделение частиц происходит под действием сил гравитации и сопротивления среды — камерные, конические, спиральные, речные, элеваторные и пирамидальные;
- классификаторы, в которых, кроме указанных сил, действуют центробежные силы — гидроциклоны, центрифуги, дуговые сита и комические грохоты.

Пески $d_x > d_z > d_j$



Рис. 12.6. Принципиальная схема камерного гидравлического классификатора (я) и диаграмма скоростей движения частиц минерала (б)

Камерный гидравлический классификатор (рис. 12.6) состоит из нескольких пирамидальных секций 1, смонтированных в общем корпусе 2. Классифицирующее устройство включает в себя лопастную мешалку 4, вращающуюся на вертикальном полом валу 3, цилиндрическую камеру 5, в которую по касательной подводят дополнительную воду, и коническую насадку 6 с клапаном для выгрузки осевшего материала.

В каждой секции поддерживают различную скорость восходящего потока, что позволяет получить несколько классов по равнопадаемости.

Промышленностью выпускаются гидравлические классификаторы КГ-4, КГ-6, КГ-8 производительностью до 25 т/ч на материале крупностью менее 2 мм.

Гидроциклон (рис. 12.7) представляет собой аппарат, состоящий из цилиндрической и конической части. Цилиндрическая часть закрыта сверху крышкой со сливным патрубком. Снизу к конической части крепят песковую насадку.

Исходную пульпу подают под давлением через тангенциально установленный к цилиндрической части гидроциклона питающий патрубок. Пульпа внутри гидроциклона приобретает вращательное движение. Крупные минеральные частицы, обладающие большой массой, под действием центробежных сил перемещаются к внут-

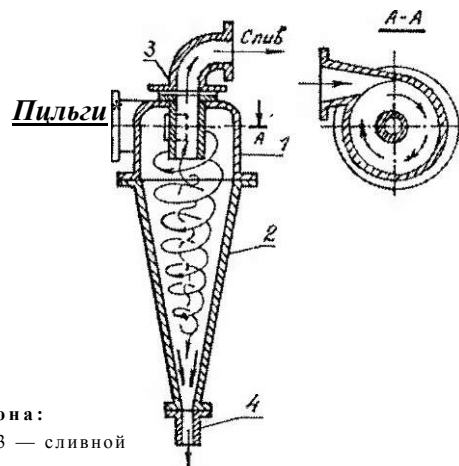


Рис. 12.7. Принципиальная схема гидроциклона:

1 — цилиндрическая часть; 2 — коническая часть; 3 — сливной патрубок; 4 — песковая насадка

ренним стенкам гидроциклона и под действием сил тяжести скользят вниз, разгружаясь через песковый патрубок вместе с некоторым количеством воды. Остальное количество воды удаляют через осевой верхний патрубок, погруженный в цилиндрическую часть гидроциклона.

Гидроциклоны изготавливают с диаметром цилиндрической части от 50 до 1200 мм.

В зависимости от назначения классификация бывает самостоятельной, подготовительной и вспомогательной.

Самостоятельная классификация — процесс разделения на продукты заданной крупности, являющиеся конечными товарными продуктами, которые предназначены для отправки потребителям.

Подготовительная классификация — разделение материала на два или более классов, подвергаемых отдельной переработке на данной фабрике, например, перед отдельным обогащением классов крупности на различных аппаратах.

Вспомогательная классификация — в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелких классов, не подлежащих дроблению или измельчению, и для обезвоживания продуктов.

12.4. Процессы гравитационного обогащения

Гравитационное обогащение — процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием параметров их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления. В качестве среды используют воду, воздух, тяжелые суспензии и жидкости.

Гравитационные процессы реализуются в сложных многокомпонентных и многофазных взвесьях. Расслоение зерен достигается по одному из разделительных признаков: реологическим параметрам среды разделения; скорости движения частиц в пульсирующем потоке жидкости; скорости движения частиц в тонком слое воды на наклонной плоскости и др.

К гравитационным процессам относят обогащение в тяжелых суспензиях, отсадку, концентрацию на столах, обогащение на шлюзах, желобах, винтовых сепараторах, промывку.

12.4.1. Обогащение в тяжелых суспензиях

Обогащение в тяжелых суспензиях — процесс разделения смеси минеральных частиц по плотности в гравитационном или центробежном поле в суспензии, имеющей промежуточную плотность между тяжелой и легкой фракциями. Минералы меньшей плотности, чем плотность тяжелой суспензии, всплывают, а минералы большей плотности погружаются.

Тяжелые суспензии представляют собой механическую взвесь тонкодисперсных тяжелых минералов: бария, магнетита, галенита и других минералов в воде. Плотность такой суспензии зависит от типа и концентрации минерала-утяжелителя и может достигать 2200—3300 кг/м³.

Движение тел в бесструктурной суспензии является разновидностью стесненного падения их в жидкости.

Скорость падения в суспензии крупных тел при достаточно большой эффективной плотности равна скорости падения тел в жидкости той же плотности и вязкости и может быть определена по формуле Риттингера (12.10)

Скорость падения в структурной суспензии в основном зависит от динамического напряжения сдвига. Относительная скорость движения тел в структурных суспензиях возрастает по мере увеличения скорости потока и эффективной плотности.

Перемещение зерен обогащаемого материала происходит под действием следующих сил:

- веса зерна

$$F_g = m d g \quad (12.15)$$

- подъемной силы — архимедовой

$$F_a = m f p_c g / 6; \quad (12.16)$$

- гидродинамического сопротивления среды при ламинарном движении — вязкостного сопротивления

$$F_r(l) = 3 \pi \eta v d; \quad (12.17)$$

- гидродинамического сопротивления среды при турбулентном движении — профильного сопротивления

$$F_{r(T)} = \frac{1}{2} \rho_c V^2; \quad (12.18)$$

- турбулентного давления

$$F_T = v |a|^2 \rho_c [v(0 - V_c)]^2; \quad (12.19)$$

- диффузионного массопереноса

$$F_{\text{д}} = \frac{1}{2} \rho_c \max(v_{0T}^2 \sim V_{c, r, \dots})^2 / \rho_c, \quad (12.20)$$

где d — диаметр зерна обогащаемого материала, м; ρ_3 , ρ_c ... плотность зерна и среды (суспензии), кг/м³; g — ускорение свободного падения, м/с²; (η — динамическая вязкость среды, Па·с; v — усредненная скорость движения зерна, м/с; v_j — безразмерный коэффициент сопротивления, являющийся функцией критерия Рейнольдса (Re); $\frac{1}{2}$ — безразмерный коэффициент, входящий в уравнение турбулентного давления; $v(t)$ — мгновенная скорость движения зерна, м/с; V_c , $V_{c\max}$, $V_{c\min}$ — скорость потока суспензии усредненная, максимальная и минимальная соответственно, м/с; L — характерный размер вихря ($Z = d_{\max}$); κ — коэф-

коэффициент в уравнении турбулентной вязкости, $k \sim 1$; $h_{\max}$ — максимальный размер стационарного вихря, м.

При перемещении зерна в среде, находящейся в покое или движущейся равномерно без ускорения, т.е. при отсутствии силы инерции $F_n = \rho_s \rho_c / 6 [d(y - v_c)/dt]$, имеет место равенство разности сил тяжести и подъемной силы и сил гидродинамического сопротивления среды. В этом случае из уравнений получают известные формулы конечной скорости свободного падения зерна:

- для ламинарного режима

$$h = (p_3 - p_c) \gamma \gamma (18 p); \quad (12.21)$$

- для турбулентного режима

$$V = [7H/(p_3 - P_c)g/(6\sqrt{P_c})]^{0.5}. \quad (12.22)$$

Разделение в тяжелых средах производят в тяжелосредных сепараторах, в которых тем или иным способом осуществляют раздельную разгрузку всплывшего легкого и потонувшего тяжелого продукта.

Принципиальная схема тяжелосредного колесного сепаратора представлена на рис. 12.8. Сепаратор представляет собой проточную ванну с установленным вертикально элеваторным колесом. Ванну и внутреннюю часть элеваторного колеса заполняют тяжелой суспензией. Исходный материал подают по наклонному желобу в ванну, и он, перемещаясь в диаметральной плоскости, одновременно подвергается расслоению. Легкие всплывшие зерна лопастным устройством выгружают из сепаратора. Осевший тяжелый продукт зачерпывают ковшами элеваторного колеса, поднимают в верхнюю часть сепаратора и выгружают из него по верхнему наклонному желобу.

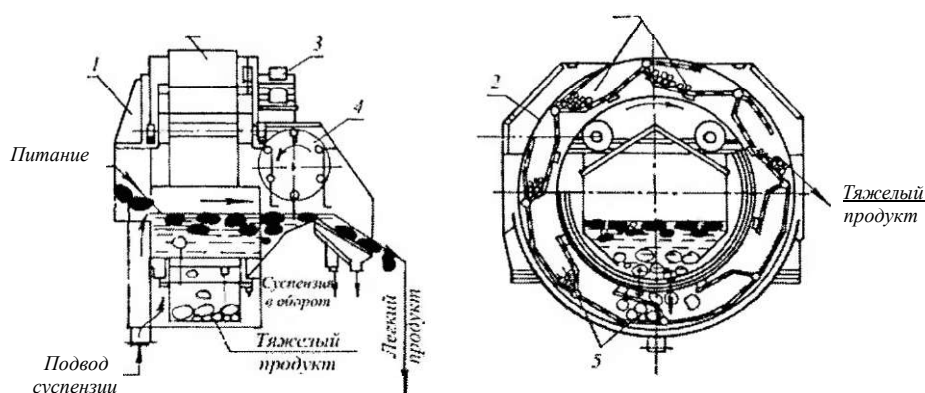


Рис. 12.8. Принципиальная схема тяжелосредного колесного сепаратора:

1 — корпус; 2 — вертикальное элеваторное колесо; 3 — привод; 4 — гребковый механизм; 5 — ковша элеваторного колеса

Разнообразие вещественного состава полезных ископаемых и физико-химических свойств утяжелителей, необходимость обеспечения высокой точности разделения обусловили создание множества конструкций *сепараторов*, различающихся по типу применяемых суспензий, по параметрам разделения минеральных частиц и перемещения потока суспензии, по числу продуктов обогащения и способу их транспортирования, по глубине и форме ванны.

Из многочисленных конструкций наибольшее распространение имеют следующие суспензионные сепараторы.

Сепараторы колесного типа (СК) для обогащения углей и антрацитов крупностью $-300 + 6$ мм в магнетитовой суспензии.

Конусные сепараторы (ОК, СК) для обогащения углей, руд и неметаллических полезных ископаемых крупностью $-100 + 2$ мм.

Барабанные сепараторы спиральные и с элеваторной разгрузкой (СБС) для обогащения руд цветных, черных металлов и неметаллических полезных ископаемых.

Суспензионные гидроциклоны (СГ) применяют для обогащения мелкозернистых руд и углей крупностью 6(35)-Я, 2 мм.

В технологии обогащения суспензионный процесс может выполнять функции как вспомогательных, так и основных процессов с выдачей готовой продукции. В качестве вспомогательного суспензионный процесс находит широкое применение для предконцентрации полиметаллических руд и позволяет выделить до 35 % породы в начале технологической схемы.

В качестве основного суспензионный процесс применяют на углеобогачительных, хромовых, марганцевых, железорудных и других фабриках в комбинации с другими процессами.

12.4.2. Отсадка и отсадочные машины

Отсадка — разделение смеси минеральных частиц по плотности на основе различия скоростей их движения в вертикальном пульсирующем потоке воды или воздуха.

Закономерности движения минеральных частиц весьма сложны и не имеют однозначного теоретического обоснования. В период действия восходящего потока воды со скоростью V материал взвешивается и происходит его перегруппировка по слоям плотности в соответствии со скоростями падения различных частиц. В период действия нисходящего потока происходит аналогичный процесс, но материал опускается и уплотняется. В результате частицы с большей плотностью концентрируются в нижнем слое.

Аппараты, применяемые для отсадки, называют отсадочными машинами.

Отсадочная машина (рис. 12.9) состоит из двух сообщающихся между собой отделений концентрации и пульсаций. В концентрационном отделении укреплено решето, на котором разделяются минералы. В отделении

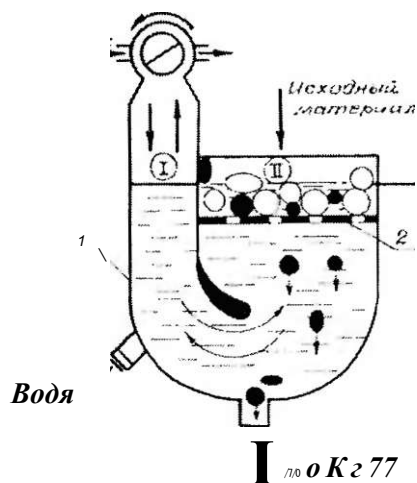


Рис. 12.9. Принципиальная схема отсадочной машины:

I — отделение пульсаций; II — отделение отсадки; 1 — корпус; 2 — решето

легкий и тяжелый
г/зо Спж/Тг

пульсаций имеется поршень или другое устройство, совершающее возвратно-поступательное движение, передающееся воде, которой заполнена камера машины. Обогащаемое полезное ископаемое подают на решето вместе с водой, которая транспортирует его вдоль машины, распределяя равномерным слоем, называемым

постелью. Через отверстия в решете от привода создаются переменные по скорости и направлению восходящие и нисходящие потоки воды. В период действия восходящего потока постель разрыхляется, при этом наиболее легкие зерна, скорость падения которых меньше скорости восходящих потоков, движутся вверх вместе с водой, а тяжелые зерна лишь взвешиваются. Под действием нисходящих потоков постель уплотняется, при этом тяжелые зерна водным потоком увлекаются вниз с большей скоростью, чем более легкие. В результате многократных воздействий восходящих и нисходящих потоков постель расслаивается: легкие минералы восходящими потоками выносятся в верхние слои, а тяжелые под действием сил тяжести, преодолевая сопротивление среды, концентрируются в нижних слоях постели. За счет продольных потоков транспортной воды постель перемещается вдоль машины к разгрузочному концу решета, где происходит послойная разгрузка продуктов обогащения.

Разнообразие условий применения привело к созданию многочисленных конструктивных разновидностей отсадочных машин. Существующие классификации различают отсадочные машины по назначению, принципу работы привода, способу разгрузки продуктов разделения, по числу выделяемых продуктов и другим признакам.

В зависимости от вида среды разделения все отсадочные машины подразделяют на гидравлические — с водной рабочей средой и пневматические — с воздушной рабочей средой.

По принципу работы привода, обеспечивающего пульсацию воды в отделении концентрации, отсадочные машины подразделяют на поршневые, диафрагмовые, воздушно-пульсационные — беспоршневые и с подвижным решетом.

В поршневых отсадочных машинах (ОМП) пульсация воды вызывается возвратно-поступательным движением поршня. Поршневые машины приме-

няют для обогащения марганцевых, оловянных, вольфрамовых руд с крупностью материала 2—40 мм.

В диафрагмовых отсадочных машинах (МОД) пульсации среды создаются движением конических днищ или диафрагмой. Машины используют для обогащения руд черных, редких металлов и золотосодержащих россыпей при крупности обогащаемого материала 0,5—15(30) мм.

В воздушно-пульсационных — беспоршневых (ОІ ІМ, ОПС) отсадочных машинах пульсации среды создаются периодическим впуском сжатого воздуха. Машины получили наибольшее распространение для обогащения углей крупностью 0,5—13; 0,3—25 мм, реже — для обогащения руд с крупностью разделяемого материала 0,5—4(60) мм.

В отсадочных машинах с подвижным решетом колебания среды создаются движением решета. Машины применяют очень редко для обогащения железных и марганцевых руд при крупности разделяемого материала 3—40 мм.

12.4.3. Обогащение в потоке воды на наклонной плоскости

Минеральные частицы, транспортируемые потоком воды по наклонной плоскости, имеют сложную траекторию движения. Они скользят и перекатываются по наклонной плоскости, подхватываются вихревыми потоками и перемещаются вместе с водным потоком, затем опускаются вниз и т. д.

На минеральную частицу массой m , которая находится в потоке воды, текущей по наклонной плоскости, действуют следующие силы.

Сила тяжести частицы в воде $G_{\text{в}}$, направленная вертикально вниз,

$$G_0 = mg, \quad (12.23)$$

где g — ускорение свободного падения.

Динамическое давление струи воды P_v в направлении движения частицы

$$\Delta p = \rho (v_{\text{ср}} - v)^2 A, \quad (12.24)$$

где ρ — коэффициент сопротивления; $v_{\text{ср}}$ — средняя скорость движения воды на уровне центра зерна; v — скорость движения частицы; d — диаметр частицы; A — плотность воды.

Сила динамического воздействия вертикальной составляющей скорости $P_{\text{в}}$, возникающей при турбулентных режимах и направленной вверх,

$$P_v = \rho (v_{\text{ср}})^2 A, \quad (12.25)$$

где $U_{\text{ср}}$ — средняя вертикальная составляющая скорости.

Сила трения P_t , направленная в сторону, противоположную движению частицы,

$$P_f = (mg \cos \alpha - P_v) / \mu = [mg \cos \alpha - \rho (U_{\text{ср}})^2 A] / \mu, \quad (12.26)$$

где μ — коэффициент трения.

Решая дифференциальное уравнение движения частицы с учетом всех действующих на нее сил, получим

$$v = v_{cp} - [(v_0)^2 / (\cos \alpha - \sin \alpha) - (U_{c p f f})^{0,5}]^{0,5}. \quad (12.27)$$

При малых углах α можно принять $\sin \alpha = 0$, $\cos \alpha = 1$ и, если пренебречь U_{cp} , значение которой весьма мало, то

$$v = v_{cp} - v_0 / 0,5. \quad (12.28)$$

При $v_{cp} > v_0 / 0,5$ частица будет перемещаться водным потоком, при $v_{cp} < v_0 / 0,5$ — частица перемещаться не будет. Отсюда также следует, что скорость продольного перемещения частицы v тем больше, чем меньше v_{cp} , т. е. чем меньше размер и плотность зерна. Таким образом, мелкие и легкие зерна будут перемещаться водной струей по наклонной плоскости с большей скоростью, чем крупные и тяжелые.

Разделение частиц в потоках жидкости малой толщины осуществляют на концентрационных столах, шлюзах, в желобах и винтовых сепараторах. Наибольшее распространение имеет обогащение полезных ископаемых на концентрационных столах.

Концентрация на столе — процесс разделения минеральных частиц на основе различий в их плотности и крупности в тонком слое воды, текущей по наклонной плоскости.

Концентрационный стол (рис. 12.10, а) представляет собой плоскую поверхность трапецевидной формы — деку с узкими рифлями. Деки изготавливают из дерева или алюминия и покрывают линолеумом (полиуретаном) или другими материалами. Деку устанавливают под углом $1-10^\circ$ в поперечном направлении, и под действием привода она совершает возвратно-поступательное движение в продольном направлении.

В поперечном направлении по всей площади деки идет тонкий поток воды.

Питание в виде пульпы подают в верхний угол стола через загрузочный лоток.

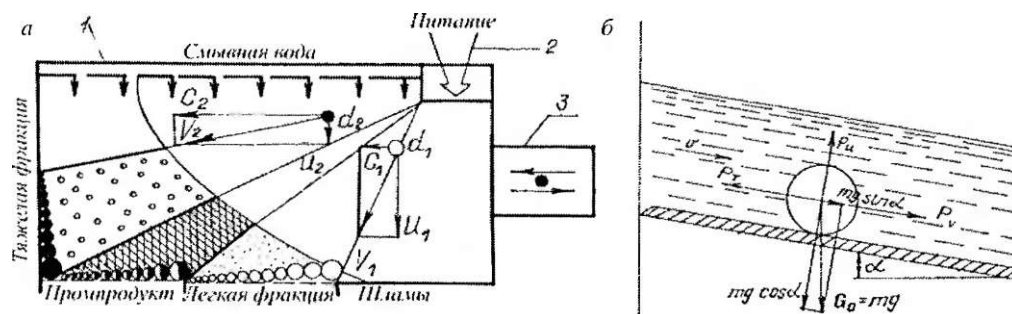


Рис. 12.10. Принципиальная схема концентрационного стола (а) и диаграмма сил, действующих на частицу минерала (б):

1 — дека стола; 2 — загрузочный лоток; 3 — привод

Поступающие на деку стола частицы минералов подвергаются воздействию двух основных сил: силы смывного потока воды, направленной поперек деки, и сил инерции частиц, возникающих при возвратно-поступательном движении деки и направленных вдоль деки.

Скорость движения частицы в поперечном направлении деки v под воздействием потока воды определяется соотношением (12.28) и тем выше, чем меньше плотность и размер частицы. Следовательно, мелкие и легкие частицы будут перемещаться в поперечном направлении деки стола с большей скоростью, чем крупные и тяжелые.

Скорость движения частицы минерала в продольном направлении деки C определяется соотношением сил инерции и силы трения. Критическое ускорение a_{cr} , при котором частица начинает двигаться в потоке воды на деке стола, определяем по формуле

$$a_0 = GJ/m, \quad (12.29)$$

где G_0 — вес частицы в воде; J — коэффициент трения; m — масса частицы.

Принимая для шарообразной частицы $G_c = 7\pi(r_t - r_n)/6$ и $m = 7\pi^3 r_t^3/6$, получим

$$a_0 = (P_t - P_n) \xi / P \quad (12.30)$$

где ρ , и ρ_n — плотность твердого и воды.

Таким образом, критическое ускорение частицы зависит от ее плотности и коэффициента трения.

Следовательно, тяжелые частицы будут перемещаться в продольном направлении деки стола с большей скоростью, чем легкие.

В соответствии с изложенным соотношение скоростей движения частиц легкого (v_1, C_1) и тяжелого (v_2, C_2) минералов будет следующее (см. рис. 12.10, а): $v_1 > v_2$; $C_1 < C_2$ и $v_1 < v_2$; $C_1 > C_2$.

Результирующие скорости легкой и тяжелой частицы обеспечивают их движение по различным траекториям и схождение с деки стола в различных точках.

В результате всех явлений на деке стола образуется «веер продуктов». В передней части деки концентрируются частицы наиболее тяжелых минералов, в конце деки (у привода) — частицы наиболее легких минералов, а между ними — частицы промежуточной плотности — сродки.

Процесс разделения зернистого материала на концентрационном столе отличается высокой эффективностью, которая зависит от плотности, крупности, формы частиц, гидродинамики потока воды, параметров движения деки, явлений сегрегации и др.

Диапазон крупности частиц, эффективно разделяемых на концентрационных столах, составляет 0,1—13 мм.

Для обогащения полезных ископаемых промышленностью выпускаются концентрационные столы серии СКП — стол концентрационный подвес-

ной и СКО — стол концентрационный опорный. Столы отличаются числом и формой дек, конструкцией привода, частотой и амплитудой колебания дек, системой нарифлений и другими признаками.

Концентрацию на столах применяют для обогащения углей, руд олова, вольфрама, редких, благородных, черных металлов и ряда других полезных ископаемых.

12.4.4. Промывка

Промывка — процесс отделения глинистых агрегатов от минерального сырья путем их дезинтеграции с одновременным удалением с помощью воды и соответствующих устройств.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого получают конечный продукт: щебень, гравий, песок и другие, либо подготовительным процессом, в результате которого промытый материал поступает на переработку другими методами обогащения.

В зависимости от степени трудности отделения глины руды и другие материалы делят на легко-, средне- и труднопромывистые.

Под *промывистостью* материала понимают способность содержащихся в нем глинистых примесей диспергироваться при механическом воздействии рабочих органов промывочной машины. Промывистость характеризуется временем, необходимым для диспергирования до 90 % имеющейся комовой глины. Коэффициент промывистости материала K_n определяют по формуле

$$I < n = Ut, \quad (12.31)$$

где $I_{эт}$ и t — продолжительность промывки эталонной и исследуемой проб материала в одинаковых условиях.

Промывистость материала может быть оценена удельным расходом электроэнергии, затрачиваемой на промывку, который изменяется от 0,25 — для легкопромываемой породы до 1 кВт-ч/т — для труднопромываемой.

Эффективность дезинтеграции и промывки определяется степенью механического воздействия аппаратов, действием воды (механическим, температурным), а также различных добавок: жидкого стекла, серной кислоты, извести и других, способствующих интенсификации процесса.

Промывочные машины и аппараты различают по конструктивным признакам и способам гидравлической или механической дезинтеграции. Дезинтеграцию и промывку полезных ископаемых осуществляют в аппаратах барабанного, корытного, комбинированного и башенного типа, а также с использованием плоских просеивающих поверхностей.

Наиболее производительными и распространенными в настоящее время дезинтегрирующими аппаратами являются *барабанные мойки*: бутары, скрубберы, скрубберы-бутары. Барабанная мойка представляет собой (рис. 12.11)

Рис. 12.11. Принципиальная схема гравимойки — сортировки:

1 — рама; 2 — барабан; 3 — екрubberная секция; 4,5,6 — сортировочные секции; 7 — привод; 8 — загрузочный лоток

перфорированный или сплошной барабан, расположенный горизонтально или с небольшим наклоном в сторону разгрузки материала, на входе которого закреплен конический грохот для отделения шлама и обезвоживания. Барабан опирается на опорные ролики и приводится во вращение при помощи зубчатой венцовой передачи. Исходный материал поступает в промывочную секцию по загрузочному лотку. Внутри барабана по трубопроводу через брызгало подают воду для промывки сырья. На торцах барабана имеются кольцевые пороги, обеспечивающие поддержание определенного уровня пульпы в барабане. Производительность барабанных моек достигает 500 г/ч.

Тип промывочной машины и место промывки в технологии зависят от крупности материала и механических свойств глинистых примесей. Для промывки гравия, щебня, флюсов, руд и химического сырья применяют *барабанные, вибрационные, корытные и комбинированные мойки*. Промывку песка осуществляют в *спиральных классификаторах*. Для промывки руд черных металлов применяют *промывочные башины*.

12.5. Процессы флотационного обогащения

Флотационное обогащение — процессы, в которых разделение минеральных частиц основано на избирательном прилипании их к поверхности раздела двух фаз. В зависимости от участвующих в процессе фаз флотация может быть пенной, масляной, на гидрофобной твердой поверхности, на жировой поверхности.

Пенная флотация — процесс разделения минеральных частиц в аэрированной суспензии на основе различий в смачиваемости их водой, при этом гидрофобные частицы прилипают к пузырькам воздуха и, поднимаясь, образуют пену, а гидрофильные частицы остаются в суспензии во взвешенном состоянии.

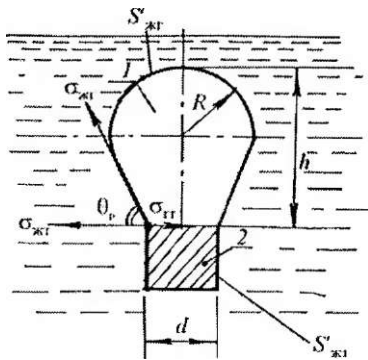


Рис. 12.12. Диаграмма сил, действующих на прилипшую к пузырьку воздуха частицу минерала:

1 — пузырек воздуха; 2 — частица минерала

Различная способность минералов смачиваться водой определяется энергетическим состоянием поверхности частиц, зависит от химического состава и строения кристаллохимической решетки.

В соответствии со вторым законом термодинамики закрепление частицы на межфазовой поверхности и флотация возможны, если свободная энергия системы после закрепления частицы на пузырьке E_2 будет меньше свободной энергии системы до закрепления частицы E_1 . В этом случае система из состояния 1 самопроизвольно перейдет в состояние 2 при условии, что на пути перехода нет энергетического барьера или системе временно сообщена энергия (энергия активации), достаточная для его преодоления.

Запас свободной энергии системы E_1 до прилипания частицы к пузырьку определяем по формуле

$$E_1 = \sigma_{жг} S_{жг} + \sigma_{жт} S_{жт}, \quad (12.32)$$

где $S_{жг}$, $S_{жт}$ — площадь поверхности раздела жидкость—газ и жидкость—твердое; $\sigma_{жг}$, $\sigma_{жт}$ — поверхностная энергия на этих разделах.

Изменение поверхностной энергии системы после прилипания частицы к пузырьку воздуха:

$$\Delta E = E_2 - E_1 = \sigma_{жг}(S_{жг} - S_{жг}^0) + \sigma_{жт}(S_{жт} - S_{жт}^0) - \sigma_{гт} S_{гт} \quad (12.33)$$

Из рис. 12.12 видно, что $S_{жг}^0 = S_{жг} \cos \theta_p$; но $S_{жг} = S_{жг} / S_{гт}$ вследствие деформации особенно малых пузырьков при закреплении на них минеральных частиц.

Учитывая, что в равновесных условиях

$$\sigma_{жг} \cos \theta_p = \sigma_{жт} - \sigma_{гт}, \quad (12.34)$$

показатель флотируемости F , который характеризует изменение поверхностной энергии системы при закреплении частицы на поверхности раздела фаз, отнесенное к единице площади контакта газ—твердое, получим из выражения

$$F = (E_1 - E_2) / S_{гт} = \sigma_{жг} [S_{жг} / S_{гт} - \cos \theta_p], \quad (12.35)$$

где θ_p — равновесный краевой угол смачивания, под которым понимают угол, образованный поверхностью раздела двух фаз с поверхностью третьей фазы.

Система перейдет из состояния 1 в состояние 2 только при $F > 0$, т. е. $E_1 > E_2$. Чем больше значение F , тем вероятнее закрепление частицы на поверхности раздела жидкость—газ и ее флотация.

При закреплении на пузырьках минеральных частиц, размеры которых малы по сравнению с размерами пузырьков, что наблюдается при обычной пенной флотации, т. е. когда деформация пузырьков мала и можно принять $(\gamma_{жг}-\gamma'_{жг})/\gamma_{жг}$ - К показатель флотируемости

$$F = \sigma_{жг} (1 - \cos \theta_p). \quad (12.36)$$

Отсюда следует: чем больше краевой угол смачивания, тем больше показатель флотируемости; при $\theta_p = 0$ $F = 0$.

Действующие при флотации силы трения, тяжести и инерции стремятся сорвать закрепившиеся на воздушных пузырьках частицы минералов.

Силы прилипания F_{np} частицы минерала к пузырьку

$$F_{np} = \pi d \sigma_{жг} \sin \theta, \quad (12.37)$$

где d — диаметр периметра смачивания; θ — краевой угол смачивания.

Сила подъема пузырька жидкостью, отрывающая пузырек от частицы, согласно закона Архимеда,

$$F_{отр} = V \rho g, \quad (12.38)$$

где V — объем пузырька; g — ускорение свободного падения; ρ — плотность жидкости.

Добавочная сила отрыва за счет разницы давлений в жидкости и газе у основания пузырька:

$$F'_{отр} = \pi d \sigma_{жг} (2a_{жг}/R - \cos \theta). \quad (12.39)$$

Для условий равновесия системы минерал-пузырек $F_{np} = F_{отр}$, т.е.

$$\pi d \sigma_{жг} \sin \theta = V \rho g + \pi d \sigma_{жг} (2a_{жг}/R - \cos \theta). \quad (12.40)$$

Таким образом, чем больше краевой угол смачивания, тем выше прочность прилипания частицы минерала к пузырьку. Чем больше размер и масса частицы, тем больше должны быть R , d , $\sigma_{жг}$.

Краевой угол смачивания для различных минералов может изменяться в широких пределах и составляет у природно-гидрофильного кварца около 0° , у каменного угля — $60-90^\circ$, у сульфидов — $75-85^\circ$.

Флотационную способность минералов, т. е. степень смачиваемости водой, можно изменять искусственно, обрабатывая их поверхность флотационными реагентами.

В зависимости от назначения флотационные реагенты классифицируют следующим образом.

Собиратели — органические соединения, избирательно действующие на поверхность частиц определенных минералов, уменьшают смачиваемость их водой. В качестве собирателей применяют жирные кислоты, ксантогепаты и амины.

Модификаторы — химические соединения, регулирующие действие собирателей. Активаторы усиливают, депрессоры ослабляют действие соби-

рателей. В качестве модификаторов применяют кислоты, основания, соли и другие соединения.

Пенообразователи — представляют собой поверхностно-активные вещества, которые применяют для тонкого диспергирования пузырьков воздуха и образования пены. В качестве пенообразователей используют сосновое масло, пирановые спирты, терпениол.

К вспомогательным реагентам относят регуляторы pH среды, модификаторы пены, флокулянты и диспергаторы.

Ассортимент флотационных реагентов, применяемых в настоящее время для флотации полезных ископаемых, весьма разнообразен. Среди них встречаются органические и неорганические вещества, естественные продукты и синтетические соединения, хорошо растворимые и практически нерастворимые в воде.

12.5.1. Флотационные машины

Флотационный процесс осуществляется в обогащательных аппаратах, называемых флотационными машинами (рис. 12.13), основными конструктивными элементами которых являются корпус, устройство перемешивания и аэрации и пеногон.

Независимо от конструктивных особенностей и области применения общий признак всех флотационных машин — использование в качестве рабочей среды аэрированной пульпы, т. е. пульпы, насыщенной мелкими пузырьками воздуха.

Флотация в машинах происходит в следующей последовательности:

- с помощью флотационных реагентов создают условия для прилипания частиц одних минералов к пузырькам воздуха и, наоборот, для предотвращения прилипания к ним частиц других минералов;
- в результате диспергирования воздуха, поступающего в пульпу, в ней образуется большое число мелких пузырьков;
- минеральные частицы соприкасаются с воздушными пузырьками и

закрепляются на границе раздела фаз вода—воздух, образуя минерализованные пузырьки;

минерализованные пузырьки всплывают на поверхность пульпы, образуя слой пены;

минерализованную пену удаляют с поверхности пульпы.

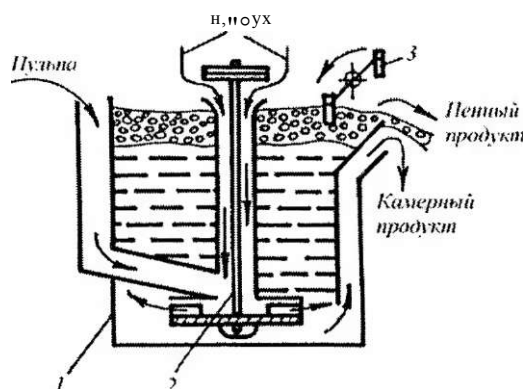


Рис. 12.13. Принципиальная схема флотационной машины:

1 — корпус; 2 — блок перемешивания и аэрации; 3 — пеногон

Обычно в пену переходят полезные минералы, пустая порода остается в пульпе.

Эффективность флотационного процесса зависит от минерального состава и крупности исходного материала, массовой доли твердого в пульпе и ее температуры, состава воды, продолжительности флотации, степени аэрации пульпы в машине.

В зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы все флотационные машины разделяют на три группы: механические, пневмомеханические и пневматические.

В *механических флотационных машинах* аэрация пульпы осуществляется благодаря засасыванию воздуха из атмосферы при вращении импеллера — мешалки специальной конструкции, — с помощью которого производят также перемешивание пульпы и диспергирование воздуха.

В *пневматических флотационных машинах* аэрация и перемешивание пульпы осуществляются сжатым воздухом, подаваемым в машину от воздуходувок. Воздух диспергируется при пропускании его через пористые перегородки, а также при подъеме смеси пульпы и воздуха вследствие изменения направления движения турбулентных потоков.

В *пневмомеханических* — комбинированных флотационных машинах сжатый воздух подается от воздуходувок, а его диспергирование и перемешивание пульпы осуществляют вращающимся импеллером.

Механические флотационные машины являются самыми распространенными на отечественных и зарубежных обогатительных фабриках.

Флотацию широко применяют для обогащения большинства руд цветных и редких металлов, горно-химического сырья, а в сочетании с другими методами при обогащении руд черных металлов и углей. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, возможностью разделения практически любых минералов при переработке бедных многокомпонентных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных компонентов. Обычно флотацию осуществляют при крупности частиц минералов в пределах 0,02—0,5(1,0) мм и крупности пузырьков воздуха в пределах 1—3 мм.

12.6. Процессы магнитного обогащения

Магнитное обогащение — процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся магнитными свойствами, обусловлено различием параметров их движения в магнитном поле. Процессы отличаются разделительной средой — воздушная или водная; характеристикой поля — постоянное, переменное, слабое, сильное и полиградиентное; направлением потоков и др.

В настоящее время наиболее широко применяют магнитное обогащение в постоянном неоднородном магнитном поле, основанное на различии в магнитной восприимчивости разделяемых минералов.

В неоднородном магнитном поле магнитные частицы притягиваются к полюсу в направлении схождения магнитных силовых линий, т. е. втягиваются в участки более высокой напряженности поля. Частицы немагнитных или диамагнитных минералов будут выталкиваться под действием магнитных сил в участки с меньшей напряженностью поля. Это обеспечивает достаточно эффективное разделение частиц магнитных и немагнитных минералов в рабочей зоне сепаратора.

В однородном магнитном поле, где напряженность одинакова и по величине, и по направлению, минеральные частицы будут подвергаться воздействию только вращающего момента, ориентирующего их параллельно силовым линиям поля. Однако перемещения частиц к полюсам магнитной системы не произойдет, поэтому в магнитных сепараторах применяют только неоднородные магнитные поля.

Чем больше различаются минералы по величине магнитной восприимчивости, тем легче осуществить их разделение в магнитном поле.

Разделение руды в магнитном поле под влиянием магнитных и механических сил выполняют *в режиме извлечения магнитных минералов* — при нижнем питании или *в режиме их удерживания* — при верхнем питании.

В режиме удерживания исходный материал подают в верхнюю часть барабана, и перемещение его через рабочую зону сепаратора происходит по криволинейной траектории. На магнитное зерно при разделении в воздушной среде действуют следующие силы, отнесенные к зерну с массой, равной единице (рис. 12.14):

1) магнитная сила, нормальная к поверхности барабана, определяется по формуле

$$F_m = \mu_0 \chi \nabla H, \quad (12.41)$$

где μ_0 — магнитная постоянная, $\mu_0 = 1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м; χ — удельная магнитная восприимчивость зерна, м³/кг; m — масса зерна, т; H — напряженность магнитного поля, А/м; ∇H — градиент напряженности поля, А/м²; F_m — сила магнитного поля, А²/м³.

2) сила тяжести $F_g = mg$, имеющая две составляющие: одна из них направлена перпендикулярно к поверхности барабана $F_{gn} = g \cos \alpha$, вторая — по касательной к поверхности барабана $F_{gk} = g \sin \alpha$, где g — ускорение свободного падения и α — угол, определяющий положение частицы на поверхности барабана;

3) центробежная сила, направленная перпендикулярно к поверхности барабана:

$$F_c = v^2/R, \quad (12.42)$$

где v и R — окружная скорость вращения и радиус барабана.

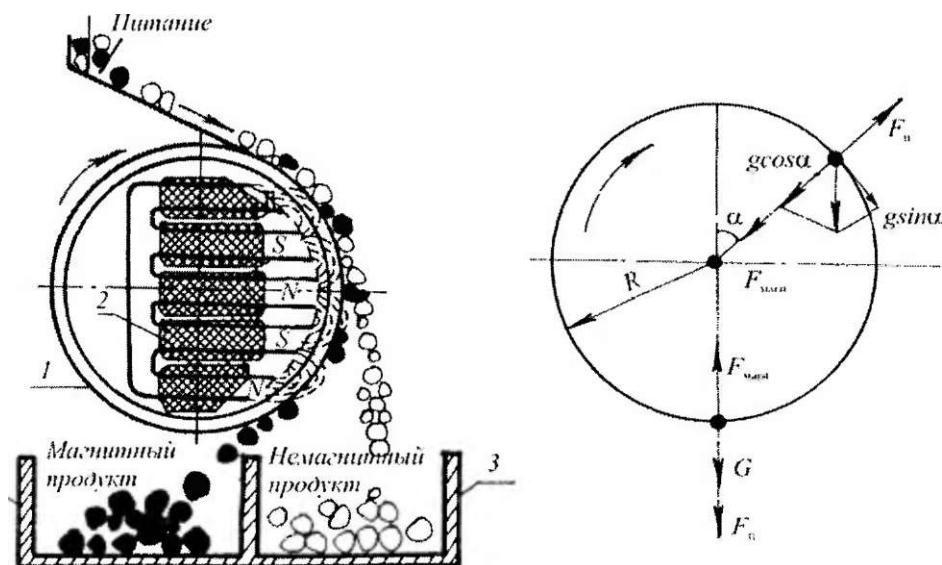


Рис. 12.14. Принципиальная схема магнитного сепаратора (я) и диаграмма сил, действующих на частицы минералов (б):
1 — вращающийся барабан; 2 — неподвижная магнитная система; 3 и 4 — приемники для немагнитного и магнитного продуктов; $F'_{ц}$ — центробежная сила

Для того чтобы разделить смесь минералов, различающихся по магнитным свойствам, необходимо одновременное выполнение следующих условий:

- магнитная сила, действующая на более магнитные минералы, должна быть больше или равна равнодействующей всех механических сил, действующих на эти минералы в направлении, противоположном магнитной силе;
- магнитная сила, действующая на менее магнитные минералы, должна быть меньше равнодействующей всех механических сил, действующих на эти минералы.

Эти условия можно записать в следующем виде:

$$F'_{\text{мех}} < F'_{\text{магн}} > F''_{\text{магн}} < F''_{\text{мех}}, \quad \text{П2 431}_{\text{У1}^{\text{а}} \dots \text{Г1J}}$$

где $F'_{\text{мех}}$ и $F''_{\text{мех}}$ — равнодействующие механических сил, которые действуют на минералы, выделяющиеся в магнитную и немагнитную фракции; $F'_{\text{магн}}$ — магнитная сила, возникающая в более магнитных минералах, извлекаемых в магнитную фракцию; $F''_{\text{магн}}$ — магнитная сила, возникающая в менее магнитных минералах.

Разделение минералов осуществляется в рабочей зоне магнитных сепараторов. Исходный материал при верхней подаче поступает непосредственно на рабочий орган: барабан, валок, диск; при нижней подаче — в зазор между

рабочим органом и питающим лотком, дном ванны или полюсным наконечником. Магнитные частицы под действием магнитного поля притягиваются к поверхности рабочего органа и выносятся за пределы действия магнитных сил, где разгружаются в приемники для магнитного продукта. Немагнитные частицы скользят под действием центробежных сил и сил тяжести по поверхности рабочего органа, полюсного наконечника, лотка или по дну ванны и разгружаются в приемники для немагнитного продукта.

В режиме извлечения материал подается под ленту, барабан или валок и перемещается по рабочей зоне сепаратора по прямолинейной или криволинейной траектории. При этом магнитные частицы извлекаются из потока и изменяют траекторию движения.

Эффективность процесса разделения зависит от магнитных свойств, плотности, крупности, формы частиц и конструктивных особенностей аппаратов — магнитных сепараторов.

12.6.1. Магнитные сепараторы

Магнитные сепараторы различаются устройством магнитной системы, конструкцией ванны для приема продуктов разделения и конструкцией рабочего органа, перемещающего магнитную фракцию через рабочую зону.

Серийно выпускают сепараторы двух типов: электромагнитные и с постоянными магнитами. Несмотря на конструктивные отличия магнитных систем и других узлов, все сепараторы делят на две группы:

1) сепараторы со слабым магнитным полем — напряженность магнитного поля от 70 до 120 кА/м и сила поля $(3-5-6) 10^3 \text{ кА}^2/\text{м}^3$, предназначены для выделения из руд сильномагнитных минералов;

2) сепараторы с сильным магнитным полем — напряженность магнитного поля 800—1600 кА/м и сила поля $(3-И 210)10^7 \text{ кА}^2/\text{м}^3$, предназначены для выделения из руд слабомагнитных минералов.

Сепарация можно осуществлять в воздушной или водной среде. По этому признаку магнитные сепараторы подразделяют на сухие (С) и мокрые (М).

По направлению движения продуктов относительно друг друга, различают сепараторы с прямоточной, противоточной (П) и полупротивоточной (ПП) ваннами. По конструктивному исполнению основного рабочего органа и виду среды, в которой происходит разделение, сепараторы могут быть барабанными для мокрой сепарации (КМ), барабанными для сухой сепарации (БС), валковыми для мокрой сепарации (ВМ), валковыми для сухой сепарации (ВС), дисковыми для сухой сепарации (ДС).

Магнитные сепараторы имеют условные обозначения. Например. ПБМ-ПП-90/250 — барабанный сепаратор с постоянными магнитами для мокрой сепарации, с полупротивоточной ванной, с одним барабаном диамет-

ром 900 мм и длиной 2500 мм; 4ПБС-63/200 — четырехбарабанный сепаратор с постоянными магнитами для сухой сепарации, диаметр барабанов — 630 мм, длина 2000 мм.

Процессы магнитного обогащения находят широкое применение для обогащения руд черных и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, флюсов, из содержащих ванадий шлаков и других материалов.

12.7. Процессы электрического обогащения

Электрическое обогащение — процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся электрическими свойствами, обусловлено различием параметров их движения в электрическом поле.

В зависимости от того, какие электрические свойства используют в качестве разделительного признака, различают следующие процессы электрического обогащения: сепарацию — электрическую, электростатическую, диэлектрическую, трибоэлектрическую, трибоадгезионную; электрическую классификацию по крупности и форме.

Наибольшее промышленное применение получили процессы, основанные на разнице в электропроводности и в способности минералов приобретать различные заряды при контактной электризации.

В электрическом поле минералы-проводники и непроводники ведут себя по-разному. При контакте проводника с заряженным телом минерал-проводник вследствие хорошей проводимости приобретает одноименный заряд и отталкивается от заряженного тела, в то время как у минерала-диэлектрика происходит лишь смещение зарядов и переориентация электрических диполей в направлении напряженности внешнего электрического поля.

Разделение минеральных частиц в электрическом поле осуществляется в результате удержания заряженных частиц на поверхности заземленного вращающегося электрода, что соответствует режиму удерживания либо отклонения их в сторону электрода, обладающего противоположным по отношению к частицам потенциалом, что соответствует режиму извлечения.

Поведение частиц при разделении в режиме удерживания рассмотрим на примере работы барабанного коронно-электростатического сепаратора, рабочая зона которого и векторная диаграмма сил, действующих на частицу, находящуюся на поверхности заземленного — осадительного электрода, изображена на рис. 12.15.

На частицу, находящуюся на поверхности осадительного электрода, действуют:

- сила взаимодействия F_3 электрического поля с остаточным зарядом частицы в зоне коронного разряда, прижимающая частицу к поверхности осадительного электрода;

- сила зеркального отображения F_z , возникающая за счет взаимодействия остаточного заряда частицы и индуцированного на осадительном электроде электрического заряда, который равен остаточному заряду, но противоположен ему по знаку; эта сила также прижимает частицу к поверхности осадительного электрода;
- пондеромоторная сила F_n , возникающая вследствие неоднородности электрического поля коронного разряда и стремящаяся оторвать частицу от поверхности осадительного электрода и направить ее в сторону максимальной неоднородности поля, т. е. к коронирующему электроду;
- центробежная сила F_n , появляющаяся при вращении осадительного электрода и действующая на частицу в направлении от оси электрода перпендикулярно к его поверхности;
- сила тяжести частицы G , радиальная G_r и тангенциальная G_t , составляющие которой зависят от положения частицы на барабане.

В зависимости от расположения частицы на поверхности барабана величина этих сил неодинакова. При выходе частицы из зоны действия коронного разряда действие силы F_z заканчивается, и удерживающая сила определяется результирующей оставшихся сил. Кроме того, при удалении частицы от зоны коронного разряда ослабевает действие силы зеркального отображения, так как частица постепенно разряжается.

Неодинаково действие и силы тяжести: в верхней части барабана она прижимает частицу к поверхности барабана, а в нижней — отрывает.

Результирующая сила F , определяющая траекторию движения частиц в электрическом поле сепаратора, является векторной суммой основных взаимодействующих сил.

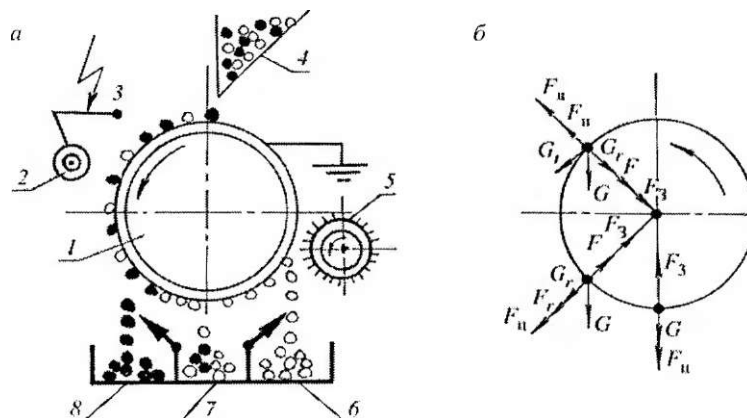


Рис. 12.15. Принципиальная схема барабанного коронно-электростатического сепаратора (а) и диаграмма сил, действующих на частицы минералов (б)

1 — вращающийся осадительный электрод; 2 — отклоняющий электрод; 3 — коронирующий электрод; 4 — питающий бункер; 5 — щетка; 6,7,8 — приемники непроводящего, промежуточно и проводящего продуктов

В процессе *электрической сепарации* смесь минеральных частиц поступает из бункера 4 на вращающийся осадительный электрод 7, который транспортирует частицы в зоны действия отклоняющего 2 и коронирующего 3 электрода. В этой зоне все частицы приобретают электрический заряд, одноименный по знаку с потенциалом коронирующего электрода, и вследствие взаимодействия электрических сил притягиваются к заземленному осадительному электроду.

Дальнейшее поведение частиц определяется их электропроводностью. Частицы с достаточно высокой электропроводностью быстро отдают свой заряд осадительному электроду и центробежной силой сбрасываются с поверхности барабана в бункер 8. Частицы минералов с незначительной электропроводностью медленно разряжаются на осадительном электроде и, удерживаясь на нем более длительное время, выносятся в сторону от зоны действия коронирующего электрода. Частицы с промежуточной электропроводностью разряжаются на осадительном электроде быстрее, чем диэлектрические, поэтому попадают в бункер 7. Частицы минералов диэлектриков отделяются от барабана при помощи щетки 5 и разгружаются в бункер 6.

Электрические сепараторы различают по способу электрической сепарации, характеристикам электрического поля, параметрам движения материала через рабочее пространство.

В зависимости от способа электрической сепарации сепараторы могут быть электростатические, коронные, коронно-электростатические, трибоэлектрические, диэлектрические.

По параметрам движения материала через рабочее пространство различают сепараторы барабанные, лотковые, камерные, дисковые, сепараторы с дутьем и сепараторы кипящего слоя.

Конструкция любого электрического сепаратора определяется зарядным устройством, в котором осуществляется зарядка частиц, и зоной сепарации, где происходит разделение частиц.

Зарядное устройство и зона сепарации могут быть выполнены отдельно или конструктивно объединены. Неотъемлемой частью электрического сепаратора является источник высокого напряжения. Выпускают сепараторы типа ЭКС, СЭС и СТЭ различных типоразмеров.

Электрическая сепарация применяется для обогащения зернистых сыпучих материалов крупностью от 3 до 0,05 мм, переработка которых другими методами малоэффективна или невыгодна по экономическим показателям. Наиболее широко электрическую сепарацию используют при переработке руд редких металлов, доводке титаноциркониевых, танталониевых, оловянно-вольфрамовых, алмазосодержащих, магнетитогематитовых концентратов, а также для обогащения смешанных руд.

12.8. Процессы радиометрического обогащения

Радиометрическая сепарация — процессы разделения минералов на основе различий в интенсивности испускания, отражения или поглощения ими различных видов ядерно-физических излучений путем механического изменения траекторий выведения частиц из потока материала специальными исполнительными механизмами.

Для руд, обладающих естественной радиоактивностью, используют различия в радиоактивных свойствах минералов, для обогащения нерадиоактивных полезных ископаемых — различия в процессах взаимодействия минералов с различными внешними излучениями. При этом в качестве первичных излучений применяют излучения в широком диапазоне длин волн: нейтронное, рентгеновское, ультрафиолетовое, видимый свет, инфракрасное и радиоволновое. Воздействие на минералы первичным — внешним излучением — может вызвать у некоторых минералов искусственную радиоактивность, люминесценцию, при этом происходит отражение и поглощение первичного излучения, изменение энергии магнитного поля и его параметров.

Принципиально радиометрическую сепарацию можно представить следующим образом. По ленте или вибрационному лотку монослоем перемещаются куски материала, обладающие различной интенсивностью, например гамма-излучения. Интенсивность измеряют с помощью специального устройства, передающего сигналы через усилитель на исполнительный механизм-автомат, который отделяет куски или фракции с повышенной или пониженной интенсивностью излучения.

Радиометрическое обогащение осуществляют на сепараторах, основными узлами которых являются конвейер, подающий материал в зону измерения интенсивности излучения; электронная система, называемая радиометром, в котором под воздействием излучения появляются электрические импульсы; сортирующий механизм, разделяющий материал на концентрат и хвосты в зависимости от сигналов, поступающих от радиометра. При обогащении нерадиоактивных минералов необходим, кроме того, внешний источник для облучения минералов.

На рис. 12.16 изображена схема ленточного радиометрического сепаратора с разделяющим механизмом шибера.

Крупность кусков для различных методов радиометрического обогащения

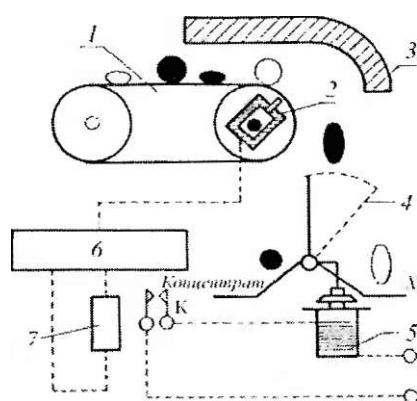


Рис. 12.16. Принципиальная схема радиометрического сепаратора:

1 — ленточный конвейер; 2 — датчик излучений; 3 — защитный экран; 4 — шибера; 5 — электромагнит; 6 — радиометр, 7 — реле

ния составляет от 2 до 300 мм. Перед обогащением материал обычно классифицируют на классы крупности, например, +150; -150+75; -75+50 мм. Каждый класс обогащается отдельно.

Эффективность процесса радиометрической сепарации зависит от контрастности свойств материала, степени соответствия разделительного признака содержанию ценного компонента, от гранулометрического состава материала, а также от параметров сепаратора.

В промышленных условиях наиболее широко применяют авторадиметрические, фотонейтронные, рентгеновские, люминесцентные, фотометрические, гамма-абсорбционные и нейтронно-абсорбционные сепараторы. Их используют в качестве основного процесса сепарации при обогащении различных типов полезных ископаемых, а также для предконцентрации — сортировки бедных руд, позволяющей снизить существующие кондиции на содержание ценных компонентов и вовлечь в промышленное использование некондиционные, разубоженные и забалансовые руды. Радиометрические методы применяют при обогащении урановых, ториевых и бериллиевых руд.

12.9. Процессы обезвоживания

Обезвоживание — процессы удаления избыточной влаги из продуктов обогащения. В зависимости от содержания влаги W различают следующие продукты обогащения: жидкие — $W > 40\%$, мокрые — $W = 15\text{--}40\%$, влажные — $ГГ = 5\text{--}20\%$, воздушно-сухие — $IV < 5\%$, сухие — $W = 0\%$.

Окончательная влажность продуктов обогащения определяется соответствующими нормами или ГОСТами. Например, предельные нормы влажности для концентратов, отправляемых железнодорожным транспортом, для угля составляют 5—10 %, для руды — 2—12 %.

Конечный показатель качества продуктов обогащения по содержанию влаги не достигается при выполнении одной операции, поэтому обезвоживание производят в несколько стадий различными методами и процессами.

Основными процессами обезвоживания являются дренирование, центрифугирование, сгущение, фильтрование и сушка.

Дренирование — процесс естественной фильтрации жидкости через пустоты между твердыми частицами, кусками под действием силы тяжести. Скорость дренирования зависит от пористости материала, крупности, формы зерен и их укладки по отношению друг к другу. Дренирование осуществляют в штабелях, бункерах, на обезвоживающих грохотах и элеваторах.

Обезвоживание в штабелях производят на дренажных складах в основном при промывке строительных материалов.

На грохотах обычно выполняют обезвоживание материалов крупнее 0,35 мм. Для обезвоживания применяют вибрационные, резонансные и самобалансные грохоты. Обезвоживание на грохотах можно совмещать с промывкой материала.

В элеваторах с дырчатыми ковшами осуществляют обезвоживание материалов крупностью 2—35 мм в процессе его транспортирования, т. е. подъема. Элеваторы длиной до 30 м с перфорированными ковшами устанавливают под углом $> 60^\circ$. Влажность продуктов обогащения после обезвоживания в элеваторах составляет 12—25 %.

Центрифугирование — обезвоживание мелких продуктов обогащения путем разделения суспензии на жидкую и твердую фазы под действием центробежных сил в центрифугах. Центробежные силы способствуют значительной интенсификации процесса и получению продуктов с меньшей влажностью.

По принципу действия различают *фильтрующие* и *осадительные центрифуги*. Центрифуга представляет собой конический ротор с отверстиями, вращающийся с частотой 700—900 мин⁻¹ внутри кожуха. Исходный материал подают внутрь ротора, где под действием центробежных сил происходит быстрое осаждение твердых частиц на внутренних стенках ротора, а жидкая фаза (фугат) удаляется через отверстия фильтрующей поверхности в камере кожуха центрифуги. Осадительные центрифуги широко применяют для обезвоживания продуктов углеобогащения.

Сгущение — выделение жидкой фазы из пульпы, происходящее в результате осаждения в ней твердых частиц под действием силы тяжести. Сгущению подвергают пульпу, представляющую собой взвесь твердых минеральных частиц крупностью $< 0,1$ мм в воде. Пульпа образуется при мокром измельчении и мокром обогащении сырья.

Для сгущения пульпы и осветления шламовых вод применяют отстойники, сгустительные воронки, радиальные и пластинчатые сгустители, шламонакопители и др.

Сгуститель представляет собой железобетонный или металлический резервуар цилиндрической формы диаметром от 15 до 150 м с наклонным от периферии к центру днищем. Внутри сгуститель оснащен медленно вращающейся гребковой рамой. Исходную пульпу подают питателем в виде трубы в центральную часть сгустителя. Твердые частицы под действием силы тяжести оседают на днище, перемещаются гребковой рамой к разгрузочной воронке и выгружаются по трубопроводу. Жидкая фаза (слив) с незначительным содержанием твердых частиц переливается через борт сгустителя в кольцевой желоб и удаляется по трубопроводу. Сгущенный продукт содержит 20—30 % влаги. Для интенсификации процесса сгущения в пульпу вводят реагенты — коагуляторы и флокуляторы. Под действием этих веществ частицы слипаются в агрегаты, которые оседают с большей скоростью, чем единичные частицы.

Фильтрование — разделение твердой и жидкой фаз пульпы на пористой перегородке под действием разности давлений, создаваемой разрежением воздуха или избыточным давлением. При этом жидкая фаза проходит че-

рез перегородки и собирается в виде фильтрата, а твердая фаза задерживается на поверхности в виде осадка — кека, который затем удаляют.

Различают *фильтрование под вакуумом* и *фильтрование под давлением*. Соответственно аппараты для фильтрования разделяют на *вакуум-фильтры* и *пресс-фильтры*. В качестве пористой перегородки применяют различные сорта капроновых нитей и металлические сетки из нержавеющей стали или латуни.

В практике обогащения полезных ископаемых используют в основном барабанные, дисковые, ленточные вакуум-фильтры и камерные пресс-фильтры.

К основным факторам, влияющим на работу фильтров, относят крупность материала, содержание твердого в пульпе, вакуум, свойства фильтровальной ткани, добавки реагентов. Продукт фильтрования — кек — содержит 18—20 % влаги.

Сушка — обезвоживание материала, основанное на испарении влаги в окружающую среду при нагревании.

Для сушки продуктов обогащения применяют сушилки различных типов: барабанные — для рудных и нерудных полезных ископаемых; трубы-сушилки — в основном для углей; турбинные и сушилки кипящего слоя.

Барабанная сушилка представляет собой цилиндрический вращающийся барабан, устанавливаемый с уклоном 1—5° в сторону разгрузки высушенного продукта. Барабан снабжен топкой для получения горячей газовой смеси при сжигании твердого или жидкого топлива. Исходный материал и топочные газы с температурой 600—1100°С подают в верхнюю часть барабана и контактируют в нем по мере продвижения к разгрузочному устройству. Сушилки снабжают системой пылеулавливания и очистки отходящих в атмосферу газов.

Продукт сушки может содержать 4—8%, а иногда 0,5—1,5% влаги. Конечная влажность продукта обогащения определяется требованиями технологии последующей переработки или потребителем.

12.10. Окускование полезных ископаемых и продуктов обогащения

Окускование — превращение мелких классов полезных ископаемых и продуктов обогащения в куски, гранулы или комки для подготовки их к дальнейшему более эффективному использованию. Окускование позволяет рационально использовать естественные пылеватые руды, концентраты, а также некоторые шламистые отходы горно-обогатительных и металлургических производств.

Применяют три способа окускования: агломерация, окомкование и брикетирование.

Агломерация — процесс термохимического окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли путем их спекания при нагреве. Агломерация методом просасывания заключается в следующем: через слой мелкого рудного материала, смешанного с небольшим количеством зернистого твердого топлива, просасывается воздух, при этом узкая зона горения (20 — 40 мм), в которой происходит плавление рудного материала, непрерывно перемещается по слою вниз, оставляя за собой слой готового охлаждающегося агломерата.

Принципиальная схема производства агломерата включает в себя подготовку компонентов и шихты к агломерации, собственно процесс агломерации, обработку продукта агломерации для получения агломерата с заданными свойствами.

Основными компонентами агломерационной шихты являются рудная часть — концентрат — 40—50 %; топливо — кокс или антрацит — 4—6 %; возврат — мелкий агломерат — 20—30 %, влага — 6—9 %. Для интенсификации процесса и получения офлюсованного агломерата дополнительно в шихту можно вводить известняк, известь, доломит, мел и другие добавки. Крупность рудной части должна быть не более 8—6 мм, топлива и известняка — не более 3 мм.

Непосредственный процесс агломерации железных руд и концентратов осуществляют, как правило, в агломерационных печах конвейерного типа, которые представляют собой конвейер, состоящий из отдельных тележек, перемещаемых по замкнутым направляющим. В головной части машины производят загрузку шихты в тележку и зажигание ее под горном горючими продуктами горения коксового или доменного газов. По мере продвижения тележек к разгрузочному концу машины шихта превращается в спек и разгружается. Обработка спека включает в себя охлаждение, дробление и грохочение. Спек дробят в валковых зубчатых дробилках и направляют на грохочение. На вибрационных грохотах отделяют горячий возврат — класс -8+0 мм. Агломерат крупностью >8 мм поступает на охлаждение и далее на грохочение. После грохочения агломерат классов +50 и -50+13 мм направляют в доменное производство, а класса —13+8 мм возвращают в процесс агломерации.

Основная область применения агломерации — окускование железорудных концентратов для получения агломерата заданного химического состава и необходимых металлургических свойств.

Окомкование — процесс окускования увлажненных тонкоизмельченных материалов, основанный на способности их при перекачивании образовывать гранулы сферической формы — окатыши — без применения непосредственного давления.

Принцип окомкования тонкоизмельченных рудных концентратов заключается в том, что при взаимодействии с водой тонкие гидрофильные частицы концентрата образуют отдельные агрегаты — зародышевые ко-

мочки, на которые при движении материала внутри вращающейся поверхности аппаратов для окомкования, накатываются влажные частицы, образуя сферические окатыши. Под действием давления, возникающего в точках контакта окатышей с поверхностью вращения аппаратов, происходит их уплотнение с образованием однородной структуры. Процесс получения окатышей из концентратов состоит из трех основных стадий: подготовки компонентов шихты для окомкования; получения сырых окатышей; упрочняющего обжига.

Окомкование производят в барабанных или чашевых окомкователях. Чашевый — тарельчатый окомкователь представляет собой вращающуюся чашу в виде диска с бортом по окружности, установленную под углом 40—60° к горизонту. Окатывание материала происходит на днище чаши. Под действием сил слипания материал комкуется, образующиеся окатыши поднимаются на некоторую высоту и, скатываясь вниз, увеличиваются в размерах. Конечная крупность окатышей составляет 10—16 мм. Сырые окатыши должны быть достаточно прочными для обеспечения транспортирования их от окомкователей до обжиговых агрегатов.

Упрочняющий обжиг окатышей осуществляют после сушки, и заключается он в постепенном разогреве их горновыми газами до температуры 1250—1300°C. Упрочнение окатышей из магнетитовых концентратов происходит благодаря окислению магнетита в гематит и последующей рекристаллизации частиц гематита, твердофазного спекания отдельных зерен и частичного образования шлаковой связки при размягчении пустой породы. Окатыши из гематитовых концентратов упрочняются только благодаря трем последним составляющим процесса, не связанным с окислением. Окатыши обжигают в шахтных печах различного типа, на конвейерных машинах, в комбинированных установках, включающих в себя движущуюся колосниковую решетку и барабанную вращающуюся печь. Охлаждают окатыши, как правило, в этих же агрегатах.

Обожженные окатыши, получаемые из тонкоизмельченных концентратов, благодаря высокой степени окисления и пористости обладают хорошей восстановимостью, высокой прочностью, однородностью по крупности и химическому составу, имеют повышенное содержание железа. Их можно складировать, перегружать и транспортировать без существенного образования мелочи. Производят также металлизированные окатыши, которые обеспечивают восстановление оксидов железа до металла при температуре 1493—1620 К, что повышает технико-экономические показатели доменного производства. Способы получения металлизированных окатышей различаются составом шихты, способами обжига и применяемым оборудованием.

Основным объектом окомкования являются тонкоизмельченные железорудные концентраты. Крупность концентратов, получаемых на ряде горно-

обогащительных предприятий, которые перерабатывают бедные железные руды, изменяется в широких пределах: от 95 % класса 74 мкм до 95 % класса -44 мкм, что затрудняет окучивание их методом агломерации и приводит к большим потерям металла при транспортировании и сушке концентрата.

Брикети́рование — процесс окучивания порошкообразного, мелкого материала в замкнутом пространстве под воздействием механического давления.

Принцип брикетирования мелких материалов заключается в том, что брикетный пресс сжимает исходный материал в прессформе, в результате этого мелкие частицы объединяются в крупные агрегаты-брикеты, форма которых определяется конфигурацией прессформы.

В зависимости от способа связывания частиц в брикет различают брикетирование без связующих и с добавлением связующих веществ, в качестве которых используют известь, глину, гипс, коксующийся уголь, гудрон и др.

Объектами брикетирования являются угли, мелкие руды и концентраты цветных и черных металлов в случаях, когда невозможны агломерация и окомкование.

Брикети́рование бурых углей осуществляют без связующих веществ. Угли дробят до крупности 0—6 мм, сушат в паровых трубчатых или газовых трубах-сушилках до влажности 15—20% и прессуют под давлением 100—150 МПа в штемпельных прессах.

Брикети́рование каменных углей и антрацитов осуществляют со связующими веществами, в качестве которых используют пек, нефтяные битумы и другие вещества. Процесс брикетирования включает в себя подготовку каменноугольной мелочи крупностью 0—6 мм, ее сушку до влажности 2—4 %, дозировку и смешивание со связующими веществами, пропаривание при температуре 100—150°C, охлаждение и прессование в вальцовом прессе при давлении 20—80 МПа. Получают брикеты массой 30—360 г. Брикети́рование повышает теплоту сгорания каменноугольной мелочи, антрацитовых штыбов, бурых углей, улучшает транспортабельность и условия хранения.

Брикети́рование мелких руд и концентратов черных и цветных металлов производят без связующих или со связующими веществами. В качестве связующих веществ применяют известь, цементы, жидкое стекло и др. Наиболее распространенным методом брикетирования руд и концентратов является метод горячего брикетирования, при котором рудную мелочь нагревают в различных аппаратах кипящего слоя до температуры 800—1000°C. Брикетуют в закрытых вальцовых прессах при давлении до 100 МПа. Готовые брикеты массой 2,0—2,5 кг охлаждают и складывают. Брикетуются также некоторые промышленные отходы: окалину, стружку, металлургическую пыль, шлаки, шламы и др. Себестоимость брикетирования на 20—30 % ниже себестоимости агломерации с обжигом.

ГЛАВА 13. ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ

13.1. Технология переработки и обогащения

Сущность технологии переработки и обогащения добытых полезных ископаемых заключается в последовательном концентрировании полезных компонентов в товарном продукте, который можно использовать или непосредственно как, например, строительные материалы, или в качестве сырья для последующей химико-металлургической переработки.

Концентрирование включает в себя две основные операции: дезинтеграцию добытого сырья на фазы, контрастные по содержанию полезного компонента, и разделение этих фаз на основе различия их физических свойств.

На обогатительных фабриках полезные ископаемые подвергают ряду последовательных процессов обработки, которые по своему назначению делят на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

К *подготовительным* относят процессы дробления, измельчения грохочения и классификации, при которых достигается раскрытие минералов — ценных компонентов для последующего обогащения — разделения, а в некоторых случаях получение конечного продукта заданного гранулометрического состава. Повторные операции дробления и грохочения, измельчения и классификации называют стадиями подготовки. В зависимости от числа последовательных операций различают одно-, двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления и измельчения.

К *основным обогатительным* относят процессы разделения минералов и полезных компонентов с выделением концентратов и хвостов. Повторные операции обогащения концентратов называют очистными, а хвостов — контрольными.

К *вспомогательным* относят процессы доведения продуктов обогащения до требуемых кондиций по влажности, крупности, сортности и др. (обезвоживание, сушка, грохочение, очистка сточных вод и др.).

К *процессам производственного обслуживания* относят процессы, обеспечивающие непрерывность и стабильность технологии переработки и обогащения (внутрифабричный транспорт, энергетическое и материальное снабжение, автоматизация и др.).

Технологическая схема обогащения минерального сырья включает в себя совокупность последовательных процессов и операций, которым оно подвергается на обогатительных фабриках. Технологические схемы бывают качественными, количественными, шламовыми и цепи аппаратов.

13.2. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению

Обогащаемость полезного ископаемого зависит от большого числа параметров, определяющих его качество. Интегральным показателем качества являются технологические свойства минеральной ассоциации, представленной элементарным геометрическим объемом месторождения. При этом месторождение дифференцируется по отдельным типам и сортам руд.

Технологический тип полезного ископаемого (руды) принципиально отличается от других вещественным составом, технологическими свойствами и требует переработки по особой технологической схеме.

Технологический сорт полезного ископаемого (руды) имеет общую для данного типа схему переработки, но с различными режимами отдельных операций и процессов.

Выделение на месторождении различных типов и сортов осуществляют в процессе геолого-технологического картирования, которое является информационной основой системы рудоподготовки.

Система рудоподготовки включает в себя следующие операции в порядке их технологической последовательности:

- опережающее технологическое опробование для перспективного планирования работы обогатительной фабрики;
- разделение технологических типов руд путем их селективной выемки из недр и раздельного транспортирования;
- дезинтеграция руды путем дробления (иногда с промывкой) каждого технологического сорта;
- сепарация кусковой руды при достаточной степени ее контрастности с применением тяжелосредной сепарации, отсадки, магнитной и радиометрической сепарации;
- посортное усреднение руд в специальных многослойных штабелях, усреднительных складах и бункерах;
- формирование рудных потоков для питания обогатительной фабрики; несовместимые в технологическом отношении типы руд подают на обогатительную фабрику отдельными потоками и перерабатывают на отдельных секциях по различным технологическим схемам.

Такие системы реализованы на Норильском, Тырныаузском и других комбинатах.

Разработана комплексная система управления качеством руды (КОУНР—Механобр) на основе ядерно-физических и радиометрических методов.

Система углеподготовки включает в себя следующую последовательность операций от приема угля до передачи его в главный корпус обогатительной фабрики: углеприем — отделение металлических предметов и дерева — предварительная классификация — дробление — аккумулялирование в бункерах — усреднение — передача угля в главный корпус.

Способы углеприема: непосредственно от шахты через скиповый подъемник и конвейерный транспорт: в железнодорожных вагонах с разгрузкой на угольных ямах или вагоноопрокидывателем; автомобильным транспортом: по пульпопроводам в виде гидропульпы.

Удаление из горной массы металлических предметов осуществляют с помощью специальных железоотделителей, представляющих собой электромагнитные системы (электромагнитные шкивы, электромагнитные барабаны и сепараторы).

Предварительную классификацию и дробление осуществляют в зависимости от принятой технологии обогащения. Применяют грохоты разных типов: колосниковые, валковые, вибрационные и цилиндрические. Дробление углей можно осуществлять в щековых, конусных, валковых, барабанных, молотковых и роторных дробилках.

Аккумулирование рядовых углей производят в прямоугольных бункерах с пирамидальными или наклонными днищами и в цилиндрических дозирочно-аккумулирующих бункерах силосного типа. Для уменьшения измельчения углей применяют углеспускные устройства, представляющие собой каскадные или спиральные спуски.

Выгрузку углей из бункеров осуществляют электровибропитателями или качающимися питателями.

Практические нормы вместимости аккумулирующих бункеров составляют 19 часов работы для центральных обогатительных фабрик, 16 часов работы для групповых и 8 часов работы для индивидуальных обогатительных фабрик.

13.3. Технология обогащения руд цветных металлов

Руды цветных металлов весьма разнообразны по своему составу и свойствам. В настоящее время они являются источником получения 74 элементов из 104 элементов периодической системы.

Промышленные типы руд классифицируют по химическому и минеральному составу, степени окисленности, текстурно-структурным особенностям и виду вкрапленности, крепости, дробимости, обогатимости.

В зависимости от содержания основных ценных компонентов различают следующие руды: медные, медно-молибденовые, медно-никелевые, медно-цинковые, молибденовые, свинцовые полиметаллические, вольфрамовые, молибдено-вольфрамовые и др.

В зависимости от соотношения минеральных форм основных металлов различают руды сульфидные — содержат более 80 % сульфидных минералов, окисленные — содержат менее 50 % сульфидных минералов и смешанные. Основная масса цветных металлов (80—85 %) находится в сульфидных рудах.

При содержании в рудах более 50 % сульфидов их относят к массивным, при содержании сульфидов < 25 % руды называют вкрапленными.

По крупности вкрапленности различают руды крупновкрапленные — размер зерен ценных компонентов $d > 0,4$ мм; средней вкрапленности $d = 0,15-0,4$ мм и тонкой вкрапленности $d < 0,15$ мм.

Руды считают мягкими при коэффициенте крепости по шкале М. М. Протодяконова $/ < 10$, средней крепости при $/ = 10-14$, крепкими при $/ = 14-18$ и весьма крепкими при $/ > 18$.

В зависимости от содержания ценных компонентов различают руды богатые, бедные и забалансовые (непромышленные). Границы между ними определяются состоянием техники и технологии обогащения, а также потребностями государства в металлах. Например, в России к промышленным относят медные руды при содержании в них меди $> 0,4$ %, а в Канаде и США перерабатывают руды с содержанием меди 0,2—0,3 %.

В связи с комплексным составом, мелкой и тонкой вкрапленностью ценных компонентов в рудах цветных металлов основным методом обогащения этих руд является флотация.

В результате обогащения руд цветных металлов получают более 35 видов концентратов и продуктов. Требования к качеству концентратов и продуктов определяются ГОСТами и техническими условиями, регламентирующими содержание основного металла и примесей. Например, технические требования к медным концентратам различных марок содержание меди устанавливают не менее 20—40 %, примесей цинка — не более 2—10 %, свинца — 2,5—8 %. Для цинковых концентратов: не менее 15—60 % цинка и примесей, не более 4—18 % железа, 0,9—11 % меди, 0,05—9 % мышьяка и 2—18 % кремнезема.

Некоторые данные о содержании металлов в рудах и концентратах для металлургической промышленности приведены далее.

Металл.....	Cu	Pb	Zn	Sn	Mo	W
Содержание						
в руде, %.....	0,4—2,0	1,3—3	2—4	0,3—1,0	0,1—0,5	0,05—0,3
Содержание						
в концентрате, %.....	15—40	40—73	45—56	45—60	45—51	50—65

Основными элементами технологии переработки руд цветных металлов являются рудоподготовка, дробление и измельчение, обогащение, обезвоживание продуктов обогащения.

Принципиальная технологическая схема комплексной переработки медно-цинковых руд изображена на рис. 13.1. Основными рудными минералами являются пирит FeS_2 , сфалерит ZnS , халькопирит CuFeS_2 . Нерудные минералы в руде представлены кварцем, серицитом, полевым шпатом и др. Сопутствующие ценные элементы в руде: золото, серебро, кадмий, селен и теллур.

ГИТ. Надрешетный продукт крупностью +20 мм поступает в короткоконусную дробилку КМД 2200х410 на стадию дробления III до крупности —25 мм. Дробленый продукт стадии III объединяют с подрешетным продуктом грохочения и системой ленточных конвейеров транспортируют в склад усреднения, из которого посредством лопастных питателей и конвейеров подают в бункер корпуса обогащения.

Из бункера руду крупностью -25 мм подают на I стадию измельчения в стержневую барабанную мельницу МСЦ 32х45. Из стержневой мельницы она поступает на классификацию по крупности в спиральные классификаторы. Пески классификаторов доизмельчают на II стадии измельчения в шаровой мельнице МШЦ 3600х4000 и возвращают на классификацию.

Слив классификаторов плотностью 30—32 % твердого и крупностью материала 62—65 % класса -74 мкм подают на гравитационное обогащение в короткоконусные гидроциклоны и концентрационные столы для выделения золотосодержащего продукта и затем на флотационное обогащение.

Флотация может осуществляться по коллективно-селективной или прямой селективной схеме во флотационных машинах типа ФМР. По *коллективно-селективной* схеме сначала получают коллективный концентрат, содержащий сульфиды меди, цинка, железа и отвальные хвосты, в которых присутствуют порообразующие минералы (оксиды, силикаты, карбонаты и др.). Пенный продукт коллективной флотации доизмельчают в шаровой мельнице III стадии до крупности 85—92 % класса -74 мкм и направляют на медно-цинковую флотацию. Камерный продукт медно-цинковой флотации (хвосты) представляет собой готовый пиритный концентрат. Пенный продукт является коллективным медно-цинковым концентратом и направляется на разделение, в результате которого получают медный концентрат (пенный продукт) и цинковый концентрат (камерный продукт).

Коллективную флотацию осуществляют с применением в качестве собирателей ксантогенатов и аэрофолов, а разделение коллективных концентратов основано обычно на депрессии сульфидов цинка и железа в условиях цианидного или беспианидного разделения.

Медный, цинковый и пиритный концентраты подвергают сгущению в радиальных сгустителях с периферическим приводом до плотности 50—65 % твердого, фильтрованию в дисковых вакуумфильтрах до плотности 80—87 % твердого и сушке во вращающихся сушильных барабанах. Концентраты, высушенные до влажности 8—10 %, конвейерами транспортируют на склад готовой продукции.

Из хвостов коллективной флотации можно извлечь барит, полевые шпаты и кварцевый песок высокой чистоты. Методом магнитной сепарации медного концентрата можно выделить в отдельный продукт германий. Редкие и рассеянные элементы связаны с сульфидными минералами, и их извлекают на стадии переработки концентратов металлургическими или химическими методами.

13.4. Технология обогащения железных руд

Обогащение железных руд осуществляют с целью получения кондиционных концентратов и продуктов для металлургической промышленности и других производств.

Сырьем для железорудных концентратов являются магнетитовые, гематитовые, гематитомagnetитовые и в меньшей мере бурожелезняковые и сидеритовые руды.

Качество концентратов для различных месторождений регламентируется соответствующими стандартами и техническими условиями.

Для месторождений КМА технические условия на магнетитовый концентрат предусматривают крупность 0,1—0 мм, влажность 10,5 %, содержание железа не менее 64 %. Для ряда концентратов регламентируется содержание вредных примесей: фосфора не более 0,08 %, серы не более 0,8 %.

Наиболее широко распространенную группу руд представляют магнетитовые кварциты. Основным рудным минералом в них является магнетит Fe_3O_4 и в незначительных содержаниях присутствуют гематит, мартит Fe_2O_3 и сидерит $FeCO_3$. Пустая порода представлена кварцем SiO_2 .

Основным методом обогащения магнетитовых руд является **магнитная сепарация**, а в ряде переделов применяют промывку, отсадку и флотацию.

Технология обогащения магнетитовых кварцитов включает в себя, как правило, три-четыре стадии дробления до крупности 15—0 мм, три стадии измельчения до крупности 90 % класса -44 мкм, три стадии мокрой магнитной сепарации и три стадии обезвоживания концентратов.

Типовая технологическая схема обогатительной фабрики для переработки магнетитовых кварцитов представлена на рис. 13.2. Исходная руда из карьера крупностью -1200 мм, содержащая порядка 30—35 % железа, поступает в конусную дробилку крупного дробления ККД-1500 на I стадию дробления до крупности -350 мм, а затем на II стадию дробления в конусную дробилку среднего дробления КСД-3000Т. Дробленный продукт второй стадии дробления крупностью -80 мм идет на грохочение по крупности 20 (15) мм. Надрешетный продукт крупнее 20 мм направляют на III стадию дробления в конусные дробилки мелкого дробления КМД-3000Т до крупности 20 (15) мм. Подрешетный продукт крупностью -15+0 мм объединяют с дробленным продуктом III стадии дробления и системой конвейеров транспортируют на склад усреднения и бункерования. После усреднения на складе дробленую руду посредством питателей и конвейеров направляют на сухое магнитное обогащение в барабанных сепараторах типа ПБС с получением отвальных хвостов и промпродукта для дальнейшего обогащения. Для более полного раскрытия рудного минерала промпродукт подвергают трехстадийному измельчению. Первую стадию измельчения осуществляют в стержневой мельнице МСЦ3600*5500 до крупности -2 мм. Измельченный материал

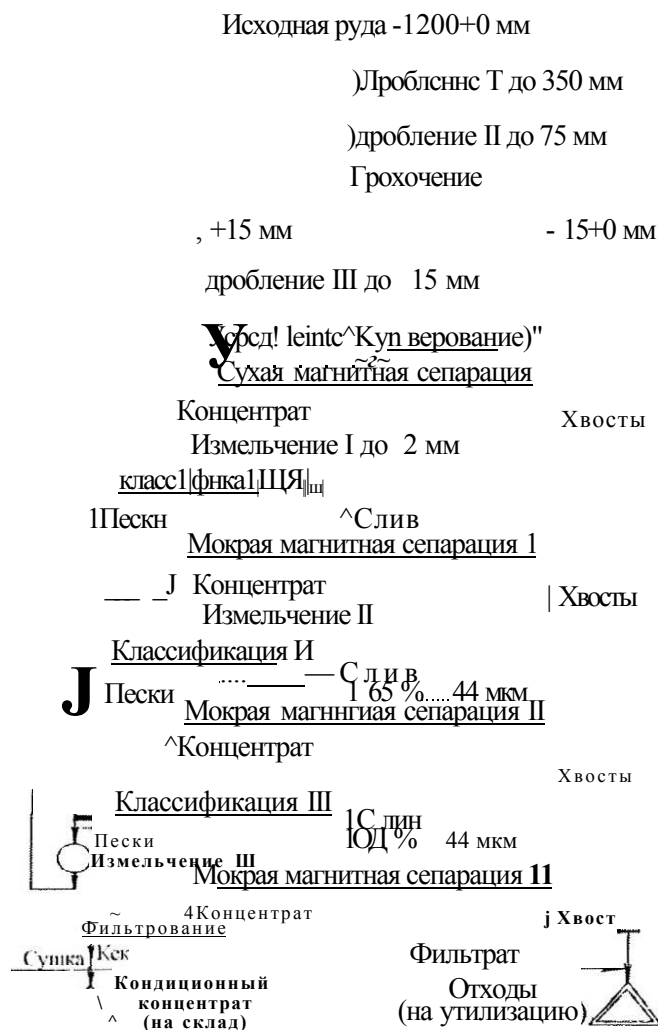


Рис. 13.2. Типовая технологическая схема обогатительной фабрики по переработке магнетитовых руд

направляют на I стадию мокрого магнитного обогащения в барабанных магнитных сепараторах ПБМ-П-90/250. Хвосты выводят в отвал, а концентрат подвергают доизмельчению II стадии в шаровых мельницах МШЦ4500х6000 до крупности 65 % класса -44 мкм, классификации, и затем он поступает на II стадию мокрого магнитного обогащения. Хвосты направляют в отвал, а концентрат подвергают классификации, доизмельчению III стадии в шаровых мельницах МШЦ до крупности 90 % класса —44 мкм и направляют на III стадию магнитного обогащения. При необходимости вводят четвертую стадию магнитного обогащения. Хвосты третьей стадии обогащения идут в отвал. Кондиционный концентрат третьей стадии обогащения подвергают

фильтрованию на дисковых вакуумфильтрах, после чего направляют на сушку в барабанные сушилки или на окомкование.

При содержании в исходной руде 34,9 % железа получают конечный концентрат с содержанием более 65 % и хвосты с содержанием менее 12 % железа. Извлечение железа в концентраты из руды составляет 81,0 %.

Обогащение гематитомагнетитовых, гематитовых, бурожелезняковых и сидеритовых руд осуществляют по комбинированным магнитно-гравитационным, магнитно-флотационным и гравитационным схемам.

Отходы обогащения могут быть использованы для получения щебня, песка, в ряде случаев для извлечения сопутствующих полезных компонентов, цветных и редких металлов.

13.5. Технология обогащения углей

Ископаемые угли используют в промышленности в качестве топлива и как техническое сырье для переработки в другие продукты. Потребительская ценность углей, используемых в энергетике и технологии, определяется показателями качества: зольностью, влажностью, содержанием серы, удельной теплотой сгорания, выходом летучих, механической прочностью, гранулометрическим составом и др.

Требования к качеству потребляемых углей и продуктов обогащения регламентируются ГОСТами и техническими условиями в зависимости от *целей* использования.

Для коксохимического производства используют угли марок Ж, К, ОС, Г, КЖ, ГЖ, СС. Для обогащения углей этого вида установлены следующие требования: предельная зольность $A^d < 9,6\%$; предельное содержание влаги $W, < 7,5\text{--}9\%$; предельное содержание серы $S, < 1\%$. Для пылевидного сжигания углей $A^{с'} < 25(30)\%$, $W, < 8\text{--}13\%$, предельное содержание минеральных примесей — 2—2,5 %.

Основными процессами обогащения углей являются **гравитационные**: обогащение в тяжелых средах, в отсадочных машинах, на концентрационных столах и **флотационные** — пенная флотация.

Обогащение в тяжелых средах применяют при переработке углей широкого диапазона крупности. Обогащение крупных классов углей (150—13 мм) осуществляют на различных типах сепараторов, а мелких классов — в тяжелосредних гидроциклонах. В качестве тяжелых сред используют магнетитовые или реже баритовые суспензии. Обогащение углей в тяжелых средах характеризуется высокой эффективностью, зависящей от крупности угля и плотности его разделения.

Отсадку применяют для обогащения крупных (> 13 мм), мелких (< 13 мм) и неклассифицированных углей. Широкое использование отсадки, особенно для мелких углей, обусловлено универсальностью, производственной простотой и экономической эффективностью процесса.

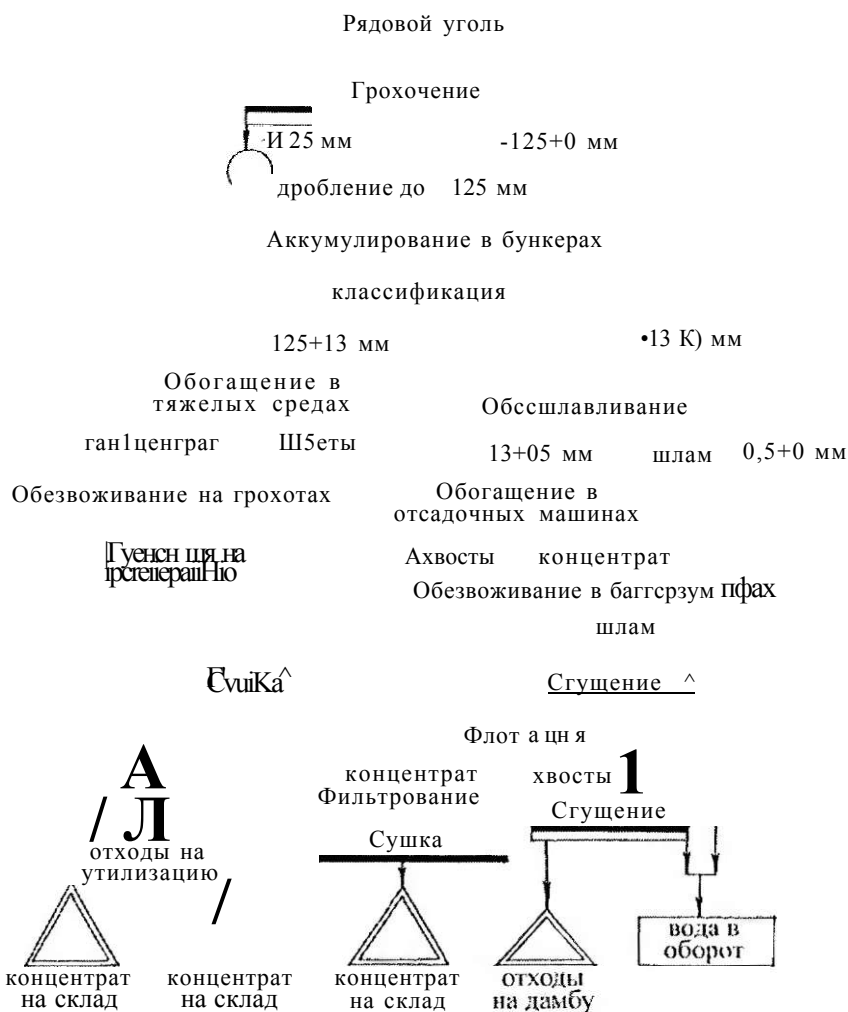


Рис. 13.3. Типовая технологическая схема обогатительной фабрики по переработке коксующихся углей

Флотацию применяют для обогащения мелких классов и угольных шламов с целью повышения извлечения горючей массы в концентрат и очистки оборотной воды.

В качестве собирателей используют ароматизированные аполярные реагенты АФ-2, ААР-2 и различные керосины; в качестве вспенивателей — различные температурные фракции высоких спиртов, масла — Х, Т-66 и др.

Характерными особенностями технологии обогащения углей являются: их тщательная подготовка перед обогащением — аккумулятивное, дозировка; мокрое механическое грохочение исходных углей на машинные классы; обесслаивание материала перед обогащением на непод-

вижных щелевых ситах или в гидравлических классификаторах; применение комплекса высокоэффективных процессов (обогащение в тяжелых средах, отсадка, флотация) для различных по крупности углей; отделение и классификация тонких шламов и плов; полное замыкание водно-шламового цикла.

На рис. 13.3 представлена типовая принципиальная технологическая схема обогащения коксующихся углей. Рядовой уголь подают на колосниковый грохот с шириной щели 125 мм, класс крупнее 125 мм подвергают дроблению в двухвалковой зубчатой дробилке до крупности -125 мм. Дробленый продукт смешивают с углем класса - 125 мм и ленточным конвейером подают в дозирочно-аккумулирующие бункеры, откуда он выгружается вибропитателями и ленточным конвейером подается в главный корпус на классификацию на машинные классы 13—125 и 0—13 мм. Уголь класса 13—125 мм обогащается в тяжелой суспензии, а уголь класса 0—13 мм — в отсадочных машинах.

Концентраты с тяжелосреднего сепаратора и отсадочных машин подвергают обезвоживанию на грохотах и фильтрующих центрифугах, затем подают системой конвейеров в погрузочные бункеры.

Шламовые воды после обезвоживания концентратов поступают на гидравлическую классификацию. Крупный шлам классификатора возвращается на отсадочные машины, а слив подвергают сгущению и направляют на флотационное обогащение.

Флотационный угольный концентрат после обезвоживания и сушки идет в погрузочные бункеры.

Тяжелая фракция тяжелосреднего обогащения и отсадки, а также хвосты флотации представляют собой отходы и складываются в отвалах и хвостохранилищах.

Отходы углеобогащения могут быть использованы в производстве заполнителей для легких бетонов, глинозема, пластмасс, в производстве кирпича, а также для извлечения редких и редкоземельных элементов.

13.6. Технология переработки нерудных полезных ископаемых

Нерудные полезные ископаемые представлены изверженными, осадочными и метаморфическими горными породами, которые являются источником получения строительных материалов: бутового камня, щебня, гравия, песка, облицовочных изделий, пиленного камня, компонентов цементного, керамического и стекольного производства.

Получаемые при переработке товарные продукты по своим качественным показателям должны соответствовать требованиям государственных стандартов.

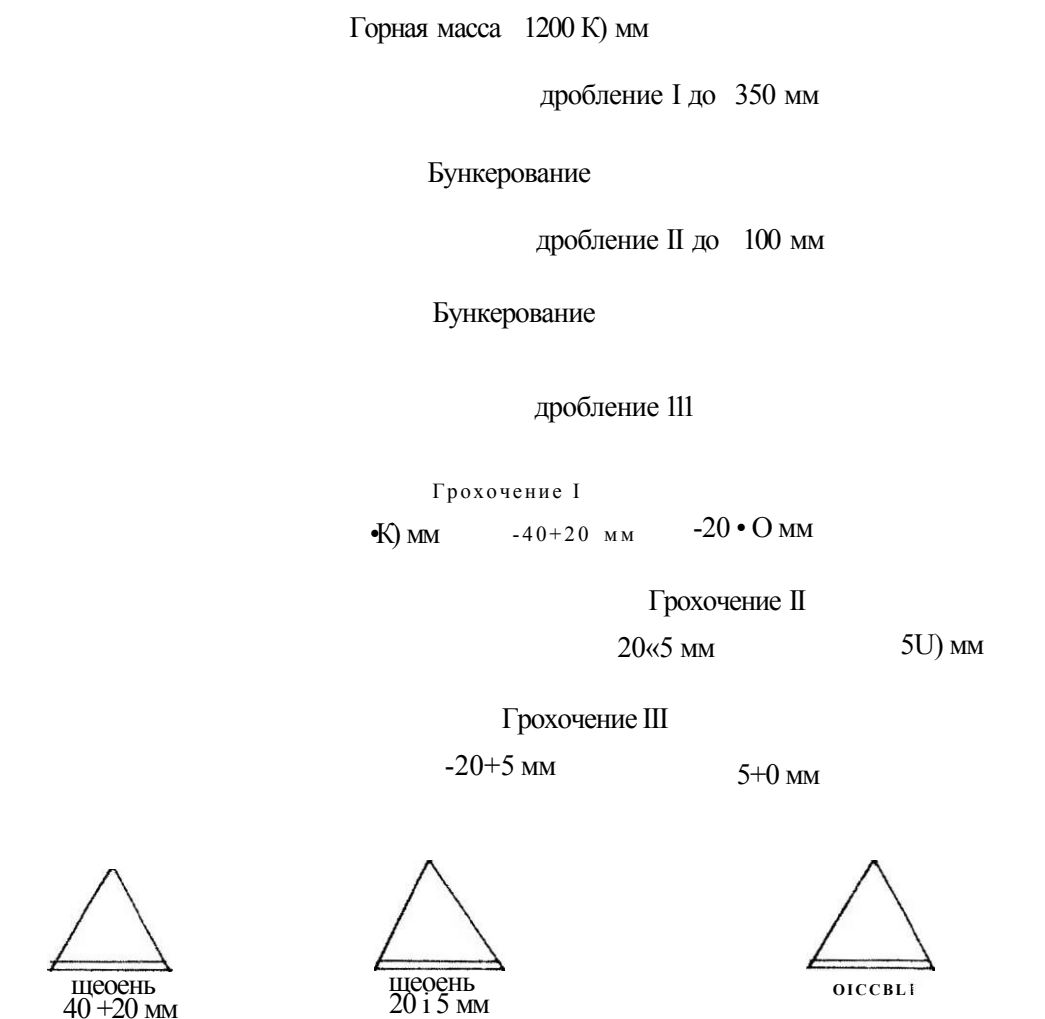


Рис. 13.4. Типовая технологическая схема дробильно-сортировочного завода по переработке гранита

Бутовый камень — это куски размером 150—300 мм с регламентируемым содержанием глины в комах (2 %), маркой прочности 1400—2000, морозостойкостью и петрографическим составом.

Щебень — продукт механического дробления природных каменных материалов. Гравий — обломки горных пород разной степени окатанности. Щебень и гравий характеризуются зерновым составом, содержанием зерен пластинчатой формы, прочностью, содержанием глинистых частиц, морозостойкостью и петрографическим составом. Регламентируются четыре основные фракции щебня и гравия по крупности: -70+40; -40+20; -20+10; -10+5 мм.

Строительные пески в соответствии с ГОСТом подразделяют на следующие виды: природный, природный обогащенный и фракционированный; дробленый из отсевов и обогащенный дробленый из отсевов.

Основным показателем качества строительных песков является зерновой состав ($-5+0,14$ мм), характеризуемый модулем крупности (от 2,5 до 1,0) и содержанием глинистых частиц (от 0,5 до 3 %).

Облицовочные материалы и пильный камень являются продуктами механической обработки (распиливания) природного камня.

В зависимости от исходного сырья и основного вида получаемой продукции предприятия по переработке нерудного сырья подразделяют на щебеночные, гравийно-песчаные и песчаные заводы.

Технологическая схема типового дробильно-сортировочного завода по производству щебня из гранита представлена на рис. 13.4. Горную массу крупностью—1200+0 мм пластинчатым питателем равномерно подают на I стадию дробления в щековую дробилку СМД-60А, где дробят до крупности -350+0 мм. Продукт крупного дробления транспортируют в промежуточные бункеры, вмещающие 17 000 т. Из бункеров материал крупностью -350+0 мм идет в конусные дробилки среднего дробления КСД-220Гр II стадии, где его дробят до крупности -100+0 мм. Продукт II стадии дробления направляют в корпус мелкого дробления, и он поступает в промежуточные бункеры, откуда вибропитателями распределяется в конусные дробилки мелкого дробления КМД-2200Гр III стадии. Продукт III стадии дробления системой конвейеров транспортируют в распределительные бункеры, из которых вибропитателями он направляется на восемь секций грохотов ГИС-52 I стадии грохочения. На I стадии грохочения получают фракции +40, -40+20 и -20+0 мм. Щебень крупнее -40 мм возвращается на дораб-ливание в короткоконусные дробилки III стадии дробления. Щебень -40+20 мм направляют на склад готовой продукции. Щебень фракции —20+0 мм самотеком поступает на грохоты ГИС-52 II стадии грохочения, где рассеивается на щебень фракции -20+5 мм и отсева 5+0 мм. Оба продукта системой конвейеров направляют на склады. Промежуточные бункеры перед II и III стадиями дробления обеспечивают работу дробильно-сортировочного завода в течение четыре часов.

Технологические схемы переработки нерудных строительных материалов являются надежными и гибкими. Выбор отдельных процессов и их сочетание в схеме определяются гранулометрическим составом исходного сырья, его механическими свойствами и требованиями к качеству товарной продукции.

13.7. Обогащительные фабрики

Обогащительная фабрика — горное предприятие для первичной переработки твердых полезных ископаемых с целью получения технически ценных продуктов, пригодных для промышленного использования.

В зависимости от применяемых процессов переработки обогащительные фабрики бывают дробильно-сортировочные, промывочные, гравитационные, флотационные, магнитного обогащения и с комбинированной технологией.

По количеству перерабатываемого полезного ископаемого условно различают обогащительные фабрики малой производительности — 1500 т/сут, средней — 1500—9000 т/сут, большой — 9000—27 000 т/сут и весьма большой — >27 000 т/сут. Производительность фабрик для обогащения руд черных металлов составляет 7—8 млн т/год, для обогащения руд цветных металлов — 10—15 млн т/год, для обогащения углей — до 7 млн т/год.

В зависимости от местоположения обогащительной фабрики относительно сырьевой базы различают индивидуальные фабрики, расположенные рядом с рудником или шахтой; групповые, находящиеся вблизи одной из наиболее мощных шахт, для обогащения полезных ископаемых группы шахт и центральные (рис. 13.5), расположенные вне территории шахты, для обогащения полезных ископаемых нескольких шахт (разрезов).

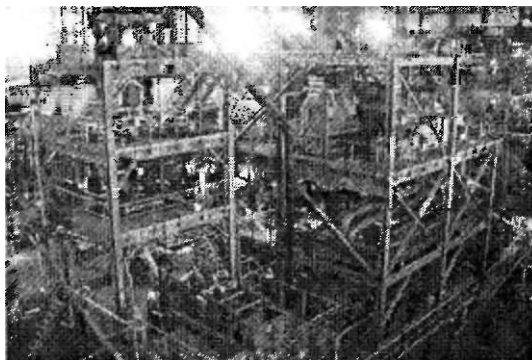
Обогащительные фабрики административно могут быть самостоятельными или входить в состав горно-обогащительных (ГОК), горно-металлургических (ГМК) комбинатов или производственных объединений.

Здания и сооружения на промышленной площадке могут быть рассредоточены или объединены в отдельные блоки (секции). В современных условиях предпочтение отдают модульному (рис. 13.6) принципу проектирования и строительства обогащительных фабрик на основе стандартных блоков дробления, измельчения, флотации и др. В Великобритании, Германии и Франции предпочитают односекционные блоки; в России, США и Канаде — многосекционные со ступенчатой компоновкой.



Рис. 13.5. Центральная обогащительная фабрика «Печорская» ОАО «Воркутауголь»

Рис. 13.6. Модуль обогащения угля класса 1—13 мм в тяжелосредних циклонах



Современная обогатительная фабрика является высокомеханизированным и автоматизированным предприятием с поточной технологией, включает в себя сотни наименований основного и вспомогательного оборудования.

Перспективы развития обогатительных фабрик связаны с применением новых технологических процессов, высокопроизводительного оборудования, комплексной малоотходной или безотходной технологии переработки полезных ископаемых.

13.8. Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых

Производственная деятельность обогатительных фабрик сопровождается образованием значительного количества отходов, большая часть которых попадает в атмосферу, гидросферу и литосферу, загрязняя их. Основными источниками вредного воздействия обогатительных фабрик на окружающую среду являются газовые и пылевые выбросы, породные отвалы и хвостохранилища, производственные сточные воды.

Газовые и пылевые выбросы производят аспирационные системы, котельные установки, сушильные агрегаты, отвалы отходов обогащения, объекты хозяйственного и бытового назначения. Выделением пыли и газов сопровождаются дробление, измельчение, транспортирование сухого материала, сушка, окускование, обжиг исходного сырья и продуктов обогащения. Выбросы вредных веществ, в том числе пыли, бывают организованные и неорганизованные. Различные вещества *организованных выбросов* отводят от мест образования системами газоотводов, воздухопроводов, труб и т. п. Организованные выбросы в атмосферу чаще всего осуществляют через трубы высотой 30—60 м. *Неорганизованные выбросы* обусловлены негерметичностью технологического и транспортного оборудования, перегрузочных станций, выделением пыли из породных отвалов.

Основными видами загрязняющих веществ, выбрасываемых обогатительными фабриками в атмосферу, являются угольная кислота и породная пыль, сернистый ангидрит, оксиды углерода, азота, сероводорода и тяжелые металлы. Пылевоздушные смеси при определенных условиях могут

быть взрывоопасными. Загрязнение атмосферы этими газами и веществами отрицательно влияет на лесные массивы, сельскохозяйственные угодья, здоровье населения.

Для принятия мер по снижению вредного влияния газовых выбросов в атмосферу введены предельно-допустимые концентрации (ПДК) 103 газовых загрязняющих веществ в воздухе населенных пунктов и рабочей зоны.

Для снижения выбросов пыли и газов на обогатительных фабриках применяют трехступенчатые системы пылеулавливания и очистки газов. В первой стадии осуществляют отделение пылегазовой смеси от просушенного продукта. Во второй — производят сухую предварительную очистку пылегазовой смеси от взвесей, в третьей — пылегазовую смесь окончательно очищают от взвесей в мокрых пылеуловителях. Предусматривается локальная герметизация участков и аппаратов с повышенным выделением пыли.

Породные отвалы и хвостохранилища занимают большие земельные участки, часто пригодные для сельскохозяйственного производства, и являются источниками загрязнения воздуха, прилегающих земель, поверхностных и подземных вод. Загрязнение происходит образующейся пылью вследствие выветривания отвалов, стекающими с отвалов водами, которые насыщены химическими соединениями и выносят из отвалов различные минеральные примеси. Содержание взвешенных веществ в дождевых водах, стекающих с породного отвала, достигает 1 1 700 мг/л, в талых водах — 47 160 мг/л, общее содержание солей в поверхностных водах — более 7500 мг/л. Запыленность воздуха вблизи породных отвалов составляет 0—90 мг/м³. Большую опасность представляют горящие угольные отвалы. Хвосты обогащения при нерациональном складировании в хвостохранилище также наносят вред природной среде и бытовым условиям жизни населения, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями. В периоды таяния снегов и дождей породные отвалы превращаются в неконтролируемые и неуправляемые источники образования загрязненных вредными веществами сточных вод, практически не поддающихся очистке.

Для предотвращения отрицательного воздействия породных отвалов и хвостохранилищ применяют рациональные технологические комплексы складирования, захоронения или промышленного использования породы и хвостов обогащения, а также рекультивацию нарушенных земель. Для снижения отрицательного воздействия на природу отходов флотации и илов используют илонакопители, осуществляют рекультивацию. Отходы флотации обезвоживают фильтрованием, высококонцентрированным сгущением, осуществляют захоронение отходов флотации в выработанном пространстве шахт.

Сточными водами обогатительных фабрик называют удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями. Сточные воды различают поверхностные и производственные.

Поверхностные сточные воды обогатительных фабрик содержат в основном взвешенные вещества, минеральные соли и нефтепродукты. Средний объем поверхностных стоков составляет 2,6—4,0 тыс. м³/год с 1 га промплощадки фабрики. Среднее содержание взвешенных веществ в дождевой воде, стекающей с промплощадки фабрики, равно 2300 мг/л, нефтепродуктов — от 2,5 до 500 мг/л, флотореагентов — до 400 мг/л.

Производственные сточные воды представлены в основном отходами флотации, гравитации, магнитной сепарации и шламовыми водами, отводимыми с фабрик. Количество их зависит от мощности обогатительной фабрики и колеблется в пределах 100—1000 м³/ч.

Очистку сточных вод от вредных примесей осуществляют механическими, химическими, физико-химическими и биологическими способами. Очистку от вредных взвесей выполняют в гидроциклонах, радиальных сгустителях и хвостохранилищах. Естественную очистку сточных вод железорудных ГОКов осуществляют путем отстаивания хвостовой пульпы в хвостохранилищах. Для ускорения естественного отстаивания пульпы применяют коагулянты, интенсифицирующие процесс оседания тонких частиц.

Химическая очистка сточных вод от растворенных вредных веществ основана на реагентных методах, осуществляемых с применением гашеной извести, гипохлорида кальция, хлора, железного купороса и других химических веществ. При этом вредные примеси нейтрализуются или осаждаются в виде труднорастворимых в воде соединений.

Физико-химические методы очистки сточных вод включают в себя озонирование, электролиз, ионный обмен, сорбцию и экстракцию.

Биохимическая очистка сточных вод основана на разрушающем воздействии микроорганизмов на растворенные органические и минеральные соединения. Биохимическую очистку часто применяют после обработки промышленных сточных вод физико-химическими методами.

Выбор способов и схем очистки сточных вод, а также систем пылеулавливания и газоочистки на обогатительных фабриках осуществляют с учетом вида обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения и реагентов, с учетом других параметров технологии обогащения. Кардинальным решением проблемы предотвращения загрязнения окружающей среды при переработке полезных ископаемых является комплексное использование продуктов обогащения, включая утилизацию отходов.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И ЗАДАНИЯ

1. Назовите характеристики качества полезных ископаемых.
2. Расскажите о процессах обогащения полезных ископаемых.
3. В чем сущность усреднения качества полезных ископаемых?
4. В чем сущность дробления и измельчения горной массы?
5. Раскройте сущность классификации твердых полезных ископаемых по крупности.
6. Раскройте сущность гравитационного обогащения.
7. В чем заключается флотационное обогащение?
8. В чем состоит магнитное обогащение?
9. В чем заключается сущность электрического обогащения?
10. В чем состоит сущность радиометрического обогащения?
11. Расскажите о процессах обезвоживания продуктов обогащения.
12. Охарактеризуйте процессы окускования полезных ископаемых и продуктов обогащения.
13. Расскажите о подготовке полезных ископаемых к переработке и обогащению?
14. Дайте общую характеристику принципиальной технологической схемы комплексной переработки медно-цинковых руд.
15. Дайте общую характеристику технологической схемы переработки магнетитовых кварцитов.
16. Дайте общую характеристику типовой технологической схемы переработки коксующихся углей.
17. Дайте общую характеристику типовой технологической схемы дробильно-сортировочного завода по переработке гранита.
18. Какие существуют виды обогатительных фабрик в зависимости от применяемых процессов переработки, объемов переработки и их местоположения относительно сырьевой базы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Авдохин В.М.* Основы переработки и обогащения полезных ископаемых. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
2. *Арене В.Ж.* Скважинная добыча полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986.
3. *Арене В.Ж.* Физико-химическая геотехнология. — М.: Изд-во МГГУ, 2001.
4. *Баклашов И.В., Картозия Б.А.* Механика подземных сооружений и конструкции крепей. — М.: Недра, 1992.
5. *Бересневич П.В., Михашов В.А., Филатов С.С.* Аэрология карьеров: Справочник. — М.: Недра, 1990.
6. *Горная энциклопедия* (Т. 1—5) / Под ред. Е.А.Козловского. — М.: Советская энциклопедия, 1984—1989.
7. *Горное дело. Терминологический словарь* / Г.Д. Лидин, Л.Д. Воронина, Д.Р. Каплунов и др. — М.: Недра, 1990.
8. *Грабчак Л.Г., Брылов С.А., Комащенко В.И.* Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1988.
9. *Захаров Е.И., Завьялов Л.Н., Прохоров Д.О.* Разработка рудных и россыпных месторождений. — Тула: ТулГУ, 2005.
10. *Именитое В.Р.* Системы подземной разработки рудных месторождений. — М.: Изд-во МГГУ, 2000.
11. *Каталоги оборудования «БЕЛГОРМАШ», НКМЗ. Артёмовского машзавода, «РУДГОРМАШ», «КРАН-УМЗ», Томского электромеханического завода, «ДОНВЕНТИЛЯТОР», «УРАЛБУРМАШ», «КРАСТЯЖМАШ», «БИНУР», «Atlas Copco», «TORO», «TAMROCK», 1995—2005.*
12. *Килячков А.П.* Технология горного производства. — М.: Недра, 1992.
13. *Краткий справочник горного инженера угольной шахты* / Под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф. Кузюкова. — М.: Недра, 1982.
14. *Кутузов Б.Н., Нишпал Г.А.* Технология и безопасность изготовления и применения ВВ на горных предприятиях. — М.: Изд-во МГГУ, 1999.
15. *Мангузи С.К., Крюков Г.М., Фисун А.П.* Взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых. — М.: Изд-во АГН, 2000.

16. Орлов В.П. Минерально-сырьевая база России и в мире: взгляд в XXI век // Минеральные ресурсы России. — № 3. — 1999.
17. Основы горного дела / П.В. Егоров, Е.Л. Бобер, Ю.Н. Кузнецов и др. — М.: Изд-во МГГУ, 2000.
18. Открытые горные работы'. Справочник. / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Веницкий, Н.Н. Мельников и др. — М.: Горное бюро, 1994.
19. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
20. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. — М.: Недра, 1980.
21. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1984.
22. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. — М.: Недра, 1983.
23. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород / Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодяконова. — М.: Недра, 1975.
24. Справочник по обогащению руд. Т. 1—3. — М.: Недра, 1982—84.
25. Справочник по обогащению углей. — М.: Недра, 1984.
26. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. — М.: Недра, 1986.
27. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И. Аэрология горных предприятий. — М.: Недра, 1987.
28. Шахтное и подземное строительство / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др. — М.: Изд-во МГГУ, 2003.
29. Юзвизкий А.З., Станкус В.М., Шаклеин С.В. и др. Угольные ресурсы Сибири и их рациональное использование // Минеральные ресурсы России. — № 3. — 1999.
30. Ялтанец И.М., Егоров В.К. Гидромеханизация. — М.: Изд-во МГГУ, 1999.
31. Яцкевич Б.А. Сырьевая база металлургии России: сегодня и завтра // Горный журнал. 2000. — № 6.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	5
ВВЕДЕНИЕ.....	7
ЧАСТЬ I. ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....	11
ГЛАВА 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ.....	13
1.1. Месторождения полезных ископаемых и элементы их залегания.....	13
1.2. Запасы и извлечение полезных ископаемых.....	17
1.3. Технологии разработки месторождений полезных ископаемых.....	20
1.4. Горные выработки.....	21
1.5. Горные предприятия и виды их продукции.....	28
1.6. Производственный комплекс горного предприятия на земной поверхности . . .	35
1.7. Основные сведения о свойствах горных пород.....	38
ГЛАВА 2. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД.....	47
2.1. Способы разрушения горных пород.....	47
2.2. Механическое разрушение горных пород.....	49
2.2.1. Отбойка горных пород резцами.....	49
2.2.2. Отбойка горных пород коронками.....	58
2.2.3. Отбойка горных пород шарошками.....	71
2.2.4. Разрушение горных пород отбойными молотками.....	82
2.3. Разрушение горных пород посредством взрывания зарядов ВВ.....	82
2.3.1. Способы взрывной отбойки горных пород.....	82
2.3.2. Взрывчатые вещества и средства взрывания.....	90
2.4. Гидравлическая отбойка горных пород.....	103
2.5. Другие способы разрушения горных пород.....	104
ГЛАВА 3. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ РАЗРЫХЛЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД.....	106
3.1. Способы перемещения горной массы.....	106
3.2. Перемещение горной массы при подземных горных работах.....	109
3.2.1. Перемещение горной массы погрузочными машинами.....	109
3.2.2. Перемещение горной массы погрузочно-доставочными машинами, комплексами, установками, устройствами, конвейерами.....	115
3.2.3. Перемещение горной массы рельсовым транспортом.....	122
3.2.4. Перемещение горной массы конвейерным транспортом.....	126

3.2.5. Перемещение горной массы трубопроводным транспортом.....	130
3.2.6. Перемещение горной массы подъемными установками.....	131
3.3. Перемещение горной массы на открытых горных работах.....	133
3.3.1. Перемещение горной массы выемочно-погрузочными машинами и комплексами.....	133
3.3.2. Перемещение горной массы железнодорожным транспортом.....	141
3.3.3. Перемещение горной массы автомобильным транспортом.....	143
3.3.4. Перемещение горной массы конвейерным транспортом.....	145
3.3.5. Перемещение горной массы гидротранспортом.....	149
ГЛАВА 4. ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	151
4.1. Понятие о горном давлении.....	151
4.2. Способы поддержания подземных горных выработок.....	153
4.2.1. Поддержание выработок посредством придания им специальной формы поперечного сечения.....	154
4.2.2. Поддержание выработок креплением.....	155
4.2.3. Поддержание выработанного пространства закладкой и обрушенными горными породами.....	171
4.2.4. Поддержание выработок искусственным упрочнением массива горных пород.....	175
4.3. Поддержание открытых горных выработок.....	178
ГЛАВА 5. ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	180
5.1. Рудничная атмосфера.....	180
5.2. Вентиляция шахт и рудников.....	184
5.3. Вентиляторы.....	187
5.4. Дегазация горных выработок.....	193
5.5. Подземные пожары.....	196
5.6. Подавление пыли и газов на открытых горных работах.....	197
ГЛАВА 6. ОСУШЕНИЕ ШАХТНЫХ И КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ. ВОДООТЛИВ В ШАХТАХ И РУДНИКАХ. ОСВЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	202
6.1. Осушение шахтных и карьерных полей.....	202
6.2. Водоотлив в шахтах и карьерах.....	205
6.3. Освещение горных выработок.....	211
Контрольные вопросы и задания.....	212
ЧАСТЬ II. ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	213
ГЛАВА 7. ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ.....	215
7.1. Проведение горных выработок.....	215
7.1.1. Способы проведения горных выработок.....	215
7.1.2. Проведение горизонтальных и наклонных горных выработок буровзрывным способом.....	217
7.1.3. Строительство вертикальных шахтных стволов.....	229
7.1.4. Проходка восстающих выработок буровзрывным способом.....	234

7.1.5. Проведение горных выработок проходческими комбайнами и машинами.....	237
7.2. Строительство подземных сооружений.....	248
7.2.1. Виды подземных сооружений.....	248
7.2.2. Способы строительства подземных сооружений.....	249
7.3. Вскрытие месторождений полезных ископаемых.....	269
7.4. Подготовка месторождений к очистной выемке полезных ископаемых.....	274
7.5. Очистная выемка полезных ископаемых.....	283
7.5.1. Системы разработки месторождений полезных ископаемых.....	283
ГЛАВА 8. ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ.....	318
8.1. Стадии открытых горных работ при разработке месторождений полезных ископаемых.....	318
8.2. Элементы карьера.....	319
8.3. Технология открытых горных работ.....	321
8.4. Вскрытие и подготовка карьерного поля к выемке полезного ископаемого.....	322
8.5. Подготовка горных пород к выемке.....	325
8.6. Вскрышные работы.....	327
8.7. Выемочно-погрузочные работы в карьере.....	330
8.8. Грузопотоки и транспортное обеспечение грузоперевозок.....	333
8.9. Отвалообразование.....	341
8.10. Системы разработки.....	345
8.11. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами.....	350
ГЛАВА 9. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ И ПОДВОДНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ.....	350
9.1. Гидромеханизация открытых горных работ.....	351
9.1.1. Гидромониторный способ разработки горных пород.....	351
9.1.2. Земснарядный способ разработки горных пород.....	353
9.1.3. Дrajный способ разработки горных пород.....	356
9.2. Подводные горные работы.....	357
9.3. Гидромеханизация подземных горных работ.....	358
ГЛАВА 10. СКВАЖИННАЯ ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	360
10.1. Способы и процессы скважинной добычи.....	361
10.2. Технологии скважинной добычи.....	365
Контрольные вопросы и задания.....	369
ЧАСТЬ III. ПЕРЕРАБОТКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	371
ГЛАВА 11. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ. ХАРАКТЕРИСТИКИ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	373
11.1. Основные понятия и термины.....	373
11.2. Характеристики качества полезных ископаемых.....	376
ГЛАВА 12. ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	380
12.1. Усреднение качества полезных ископаемых.....	380

12.2. Дробление и измельчение.....	382
12.2.1. Дробильно-измельчительные машины.....	384
12.3. Классификация по крупности.....	389
12.3.1. Машины и аппараты для классификации по крупности.....	391
12.4. Процессы гравитационного обогащения.....	394
12.4.1. Обогащение в тяжелых суспензиях.....	394
12.4.2. Отсадка и отсадочные машины.....	397
12.4.3. Обогащение в потоке воды на наклонной плоскости.....	399
12.4.4. Промывка.....	402
12.5. Процессы флотационного обогащения.....	403
12.5.1. Флотационные машины.....	406
12.6. Процессы магнитного обогащения.....	407
12.6.1. Магнитные сепараторы.....	410
12.7. Процессы электрического обогащения.....	411
12.8. Процессы радиометрического обогащения.....	414
12.9. Процессы обезвоживания.....	415
12.10. Окускование полезных ископаемых и продуктов обогащения.....	417
 ГЛАВА 13. ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ.....	421
13.1. Технология переработки и обогащения.....	421
13.2. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению.....	422
13.3. Технология обогащения руд цветных металлов.....	423
13.4. Технология обогащения железных руд.....	427
13.5. Технология обогащения углей.....	429
13.6. Технология переработки нерудных полезных ископаемых.....	431
13.7. Обогащительные фабрики.....	434
13.8. Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых.....	435
 Контрольные вопросы и задания.....	438
 СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	439
 ПРИЛОЖЕНИЕ.....	441